

Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»

(повне найменування закладу вищої освіти)

Навчально-науковий інститут інформаційних технологій і робототехніки

(повне найменування інституту, назва факультету (відділення))

Кафедра автоматики, електроніки та телекомунікацій

(повна назва кафедри (предметної, циклової комісії))

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної роботи

магістр .

(ступінь вищої освіти)

на тему **Оптимізація петлерегулювання в системі автоматизованого електроприводу прокатного стану**

Виконав: студент б курсу, групи 601МЕ

спеціальності 141 «Електроенергетика,

електротехніка та електромеханіка»

(шифр і назва напрямку підготовки, спеціальності)

Бессонов В.О.

(прізвище та ініціали)

Керівник Кожушко Г.М.

(прізвище та ініціали)

Рецензент Кислиця С.Г.

(прізвище та ініціали)

Полтава - 2022 рік

ЗМІСТ

	Стор.
ВСТУП.....	5
1 ЗАГАЛЬНА ІНФОРМАЦІЯ ПРО ПРОЦЕС ПРОКАТКИ МЕТАЛУ...	7
1.1 Тенденції в розвитку металургії.....	7
1.2. Основні технологічні операції прокатного стану.....	16
1.3 Методологія дослідження та аналізу роботи неперервного дрібносортового стану як об'єкта виробництва мірного прокату.....	18
1.4 Задачі роботи.....	23
2 ДОСЛІДЖЕННЯ МОЖЛИВОСТЕЙ РЕГУЛЮВАННЯ ЛІНІЙ КЛІТЕЙ 3 КЕРУВАННЯ ДОВЖИНОЮ ДРІБНОСОРТНОГО ПРОКАТУ.....	25
2.1 Структура моделі двохклітьового стану.....	25
2.2 Розробка моделі двохклітьового стану.....	28
2.3 Розробка програмної моделі двохклітьового стану.....	46
2.4 Методика дослідження формування профілю прокату.....	47
2.5 Висновки.....	48
3. МОДЕЛЬ ТЕХНОЛОГІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ.....	49
3.1. Модель прокатної кліті.....	50
3.2. Модель петлеутворення.....	59
3.3 Модель електропривода прокатної кліті й петлі.....	61
3.4 Синтез системи керування.....	64
ВИСНОВКИ.....	77
ЛІТЕРАТУРА.....	78
ДОДАТКИ.....	82

ВСТУП

Розвиток сучасного прокатного виробництва характеризується впровадженням безперервних станів. Сталість перетину готової продукції по довжині на сортових безперервних станах визначається сталістю перетину й температури по довжині заготівлі, пружністю клітей і відсутністю натягу металу при прокатці. При сортовій прокатці профіль перетину визначається калібруванням валків, що практично виключає можливість використання локальних систем для регулювання розміру профілю, як це виконується в широкополосних станах. При прокатці металу в калібрах одним з основних факторів, що призводять до зміни профілю по довжині заготівлі, є натяг металу між клітями. Технічне переозброєння металургії в найближчій перспективі буде здійснюватися в основному модернізацією діючого обладнання й широкого застосування систем автоматичного керування на базі обчислювальних комплексів.

Актуальність теми. Розвиток будівельної індустрії в усьому світі призвело до зростання виробництва та підвищення вимог до якості арматурної сталі, що використовується у залізобетонних конструкціях. Дрібносортні стани призначені для арматурної сталі, тому стає більш значущою ефективність прокатного виробництва, що передбачає мінімізацію витрат на створення сортопрокатного виробництва, застосування більш досконалих енерго- та ресурсозберігаючих технологій, менш металоємних та надійніших конструкцій прокатних клітей, підвищення якості та виходу придатного прокату. Це досягається за рахунок використання нових конструктивних рішень, матеріалів та технологій виготовлення обладнання, а також за рахунок реалізації сучасних систем приводу та автоматизації. У зв'язку з цим проблема створення високоефективного прокатного обладнання і, насамперед, робочих клітей для виробництва дрібносортного прокату будівельного призначення є дуже актуальною.

Метою роботи є збільшення виходу мірної продукції дрібносортового прокатного стану за рахунок регулювання довжини прокату.

Для досягнення поставленої мети виникла необхідність вирішення наступних завдань:

– виконати аналіз технологічного процесу виробництва дрібносортового мірного прокату і особливостей керування роботою прокатного стану для виявлення пріоритетних завдань автоматизації процесу керування виходом мірної продукції;

– побудувати математичну модель чистової групи клітей, розробити її програмну реалізацію та провести дослідження процесу формування геометричних розмірів прокату з метою визначення ділянок прокату та закономірності їх формування за рахунок регулювання довжини яких можливо керування виходом мірної продукції;

– дослідити процес керування довжиною прокату через зміну режиму обтиску при наявності системи керування натискними гвинтами, визначити стратегії керування та розробити аналітичні засади побудови системи керування;

Об'єкт дослідження: процеси автоматизованого керування виробництвом заготовок та стрижневого прокату.

Предмет дослідження: Взаємозв'язок методів та алгоритмів керування операціями, що впливають на формування стрижнів сортового прокату, з параметрами технологічного процесу його виробництва.

Методи досліджень. В основу досліджень покладено методи теорії автоматичного керування для розробки структури і алгоритмів керування універсальної автоматизованої системи розкрою; методи теорії імовірності для визначення розмірів заготовки; методи імітаційного моделювання для визначення закономірностей формозміни металу в прокатних валках, довжини відрізуваних заготовок, досконалості запропонованих рішень; статистичні методи для обробки модельних і експериментальних даних.

1 ЗАГАЛЬНА ІНФОРМАЦІЯ ПРО ПРОЦЕС ПРОКАТКИ МЕТАЛУ

1.1. Тенденції в розвитку металургії

Металургія – один із найдавніших та затребуваних напрямів діяльності людини. Вироби з металу знайшли широке застосування у всіх сферах діяльності суспільства завдяки своїм механічним властивостям, незважаючи на свою відносну дорожнечу та складність виготовлення. Практично всі фундаментальні каркаси машин, будівельних споруд, технологічних конструкцій та звичайних побутових приладів містять металеві вироби, які часто є тією невід'ємною ланкою, без якої принципово неможлива нормальна робота конструкції.

Затребуваність металевих виробів, що постійно зростає, значно впливала на технологію отримання металевих заготовок на всьому протязі розвитку металургії. В умовах постійно збільшуваних обсягів замовлень якісного металу на потреби промисловості та будівництва перед керівництвом металургійних заводів з'явився ряд завдань, пов'язаних з удосконаленням обладнання виробничих цехів, а також з прийняттям нових, більш досконаlih та економічно доцільних методів виробництва якісного металу.

В даний час у світовій металургійній практиці в укрупненому плані прийнято розрізняти підприємства повного циклу (металургійні комбінати) та металургійні міні-заводи [1]. Підприємства повного металургійного циклу припускають випуск готової продукції після проходження всіх стадій отримання металу, починаючи з переробки залізвуглецевої сировини (отримання агломерату), закінчуючи отриманням рідкого чавуну в доменних печах, виробництвом сталі (переважно в кисневих конвертерах), розливом сталі а також системами прокатних станів для одержання певних видів металопродукції. Основною відмінністю металургійних міні-заводів від підприємств із повним циклом є використання як металевої сировини, головним чином, металобрухту. При цьому технологічний процес виплавки сталі базується на сучасних сталевих дугових сталеплавильних печах.

Крім створення нових міні-заводів, безперервно проводяться роботи з реконструкції виробничих потужностей металургійних заводів з повним циклом [2], які мають, не дивлячись на широкі можливості отримання готової продукції, ряд недоліків. До останніх відноситься низька гнучкість виробництва під зміни вимог замовника, значні енергетичні витрати, складність у координації дій різних взаємопов'язаних виробничих цехів, необхідність утримання численного штату співробітників та, як наслідок, значне підвищення вартості готової продукції. У зв'язку з цим, для компенсації подібних недоліків, на заводах з повним циклом проводяться заходи щодо вдосконалення встановленого обладнання або повної реконструкції існуючих технологічних ланцюжків. Цілями подібних удосконалень є збільшення гнучкості виробництва, зменшення впливу людського фактора на технологічні процеси, і, що важливо, підкреслення своїх позитивних якостей, а саме: великий обсяг і висока якість готової продукції.

Технологія отримання чавуну та сталі, відшліфована роками практики, практично не дає можливостей для масштабних модернізацій, спрямованих на оптимізацію виробництва. Однак, випуск цільнолитих заготовок (блومів, слябів), аж ніяк не є кінцевою метою металургії. Отримані виливки надходять для подальшої обробки на прокатні стани, де вже відбувається виробництво кінцевої продукції - профілів круглого, квадратного перерізу, листів, труб. Сама технологія прокатки спочатку пред'являє вимоги виключно до властивостей самого металу до прокатки, під час та після неї. Таким чином, виникає значний простір для появи нових ідей щодо впровадження на виробництві більш досконалих та ефективних ланцюжків обробки цільнолитих заготовок.

Сучасний прокатний стан – це складний комплекс різноманітних машин, розташованих безперервними лініями довжиною до 1000 м і більше, часом у трьох і більше прольотах будівлі (рис. 1.1, 1.2). Загальна маса обладнання великого прокатного стану перевищує 40 тис. т. Прокатне обладнання - це в основному машини з великоваговими станинами або рамами з великими

деталлями, що обертаються (валками, шпинделями, роликами, валами, шестернями), а також деталями, що здійснюють зворотно-поступальний рух по складній траєкторії [3].

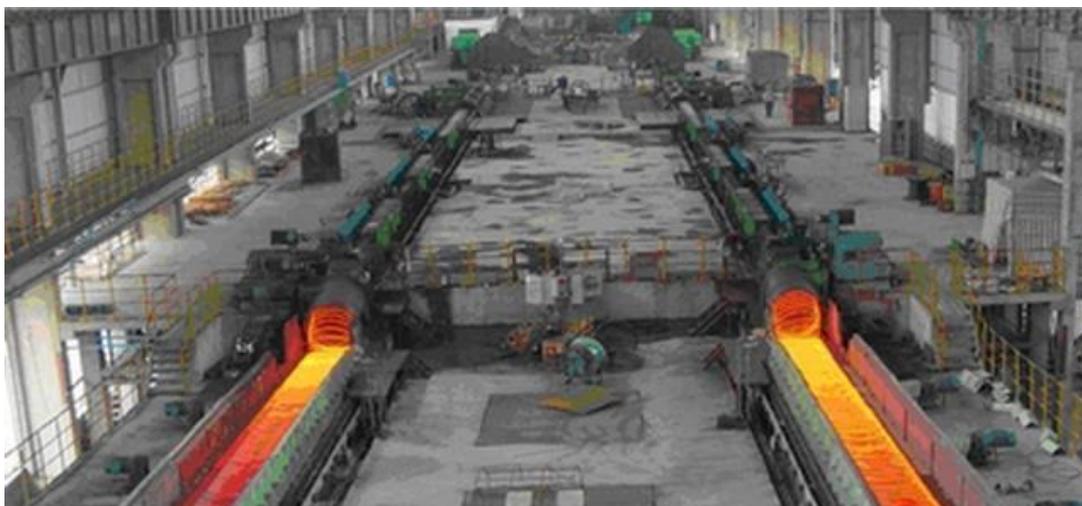


Рисунок 1.1 –Дротовий безперервний стан

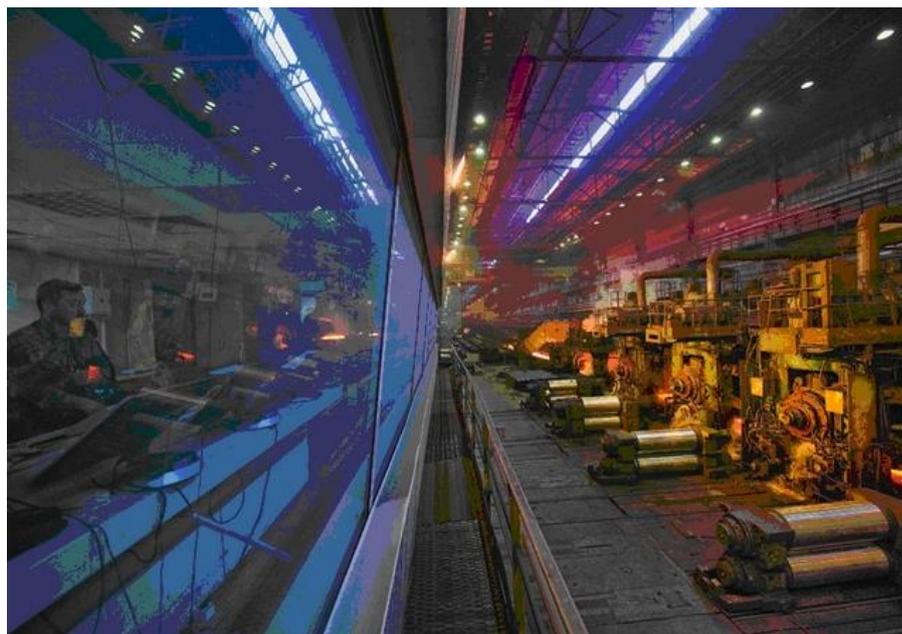


Рисунок 1.2 – Листопрокатний безперервний стан

Високий рівень автоматизації, а також використання передових технологій дозволяє випускати за годину до 120 т готової продукції. Всі технологічні машини, встановлені на стані, виконують свою незамінну функцію, і є ланками одного великого ланцюга, що має свій початок на ділянці завантаження блюмів, де пратцен-крани вантажать холодні заготовки на

завантажувальні ґрати, і кінець - на ділянках упаковки та навантаження готового прокату .

Схему розташування обладнання стану наведено на рис 1.3.

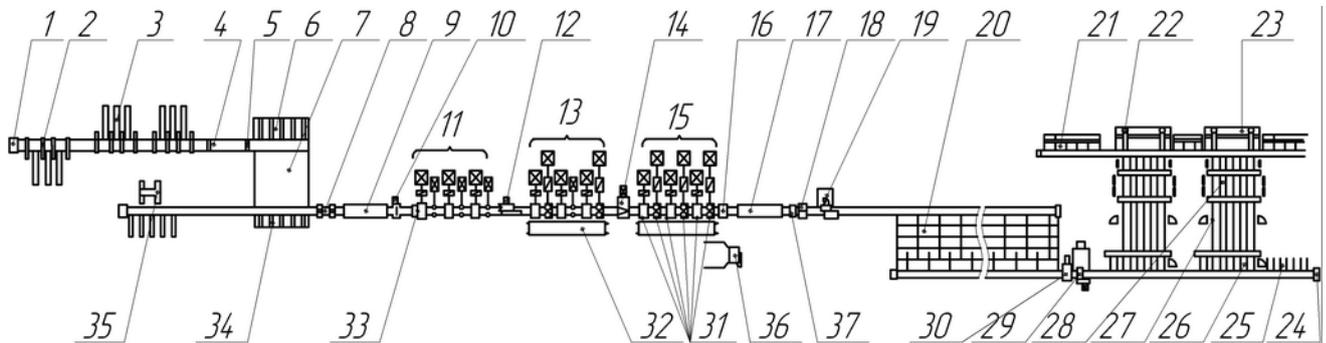


Рисунок 1.3 – Схема розташування обладнання прокатного стану:

- 1 – нерухомий упор; 2 – стелаж браку заготовок; 3 – завантажувальні ґрати;
- 4 – рольгангові ваги; 5 - упор, що опускається; 6 – зіштовхувач; 7 – нагрівальна піч; 8 – пристрій для гідрозбиву окалини; 9 – тунель-термостат;
- 10 - трайбапарат перед 1-ї кліттю; 11 – чорнова група клітей; 12 – кривошипно-важільні ножиці; 13 – проміжна група клітей; 14 - кривошипно-важільні ножиці; 15 – чистова група клітей; 16 – прилад вимірювання геометричних розмірів; 17 – ділянка прискореного охолодження; 18 – двосистемні ножиці;
- 19 - кривошипний покрішник; 20 – рейковий стелаж; 21 - мостові ваги;
- 22 - в'язальна машина; 23 – поперечний транспортер; 24 - стаціонарний упор;
- 25 - накопичувач немірних прутків; 26 - ланцюговий транспортер 1;
- 27 - ланцюговий транспортер 2; 28 – дозатор; 29 - летючі ножиці холодного різання; 30 - правильна машина; 31 – петлерегулятори; 32 - пристрої для зміни клітей; 33 – розривні ножиці; 34 - машина знімання заготовок; 35 - зіштовхувач;
- 36 - бракомоталка; 37 - трайбапарат

Прокатка сортових профілів на таборі здійснюється у трьох групах клітей (рис. 1.4):

- чорновий 11, що складається з однієї горизонтальної та однієї вертикальної клітей 600, двох горизонтальних і двох вертикальних клітей 440, з чергуванням горизонтальних і вертикальних клітей у групі;
- проміжної 13, що складається з трьох горизонтальних та двох комбінованих клітей 390, і однієї вертикальної кліті 390; горизонтальні кліті чергуються з комбінованими та вертикальними клітями;

- чистової 15, що складається з двох горизонтальних та чотирьох комбінованих клітей 390; горизонтальні кліті чергуються із комбінованими.



Рисунок 1.4 – Ділянка клітей

У чорновій та проміжній групах прокатка ведеться без кантівки розкочування з мінімальним натягом його між клітями, що автоматично підтримується системою регулювання мінімального натягу.

На кривошипно-важільних ножицях 12 і 14 (рис. 1.5) після чорнової та проміжної груп проводиться обрізка передніх, і, при необхідності, задніх кінців розкочування, а також аварійне різання на мірні частини.



Рисунок 1.5 – Кривошипно-важільні ножиці

У чистовій групі прокатка здійснюється із використанням системи петлерегулювання. Величина петлі підтримується автоматично петлерегуляторами 31 (рис. 1.6), що використовують під час роботи імпульси від фотоелектричних датчиків положення петлі.



Рисунок 1.6 – Петлерегулятор

Робочі кліті, які не використовуються в процесі прокатки, видаляються з потоку, а на їх місце встановлюються спеціальні жолоби.

Готовий прокат, після контролю геометричних розмірів, транспортується в установку прискореного охолодження 17, що забезпечує зниження підвищення властивостей міцності металу.

При виробництві профілів, що не піддаються прискореному охолодженню, замість секцій труб, що охолоджують, в лінію стану вводяться відповідні секції рольганга.

Термозміцнений або гарячекатаний прокат подається трайбапаратом до двосистемних стоп-стартових ножиць 18, на яких проводиться розкрій його на штанги заданої довжини, що транспортуються на холодильник, що підводить рольгангом.

Гальмування смуг готового прокату здійснюється на приймальному рольгангу холодильника системою подвійних підйомних клапанів (роздільних перегородок та клапанів).

Сам холодильник являє собою систему з крокуючих рейок 20, що перекладають прокат, що охолоджується, в поперечному напрямку в міру надходження заготовок (рис. 1.7).



Рисунок 1.7 – Холодильник із крокуючими балками

Прокат після рейкового стелажу надходить на передавальний пристрій, на складальних ланцюгах якого формуються шари прокату з певною кількістю штанг і кроком розкладки, які потім передаються на відповідний рольганг холодильника.

Ділянка клітей розрахована на прокатку наступних чистових профілів:

Дрібний сорт у прутках:

Кругла сталь	12...13...13 мм	ГОСТ 2590-71
Чотиригранники	12...29...29 мм.	ГОСТ 2591-71
Шестигранники	12...31...31 мм.	ГОСТ 2879-69
Смуги	6...28...28 x 30...120мм	ГОСТ 103-76

Дрібний сорт у бунтах

Кругла сталь	12...50...50 мм	ГОСТ 2590-71
Чотиригранники	18...35...35 мм.	ГОСТ 2591-71
Шестигранники	18...38...38 мм.	ГОСТ 2879-69
Середній сорт		
Кругла сталь	34...75...75 мм	ГОСТ 2590-71
Чотиригранники	30...65...65 мм.	ГОСТ 2591-71
Шестигранники	32...70...70 мм.	ГОСТ 2879-69
Смуги	20 x 90...18...18 x 120 мм	ГОСТ 103-76

Ділянка клітей призначена для прокатки нижченаведених марок сталей:

- Підшипникова сталь (ГОСТ 801-78 (20 %))
- Ресорно-пружинна сталь (ГОСТ 14959-79 (10 %))
- Легована конструкційна сталь (ГОСТ 4543-71 (35 %))
- Сталь холодного висадження (ГОСТ 10 702-78)

Як вихідний матеріал застосовуються катані заготівлі за ДСТ 4693-77. Максимальною міцністю 1200 МПа при +20⁰С. Максимальна границя текучості при +20⁰С. Становить 800 Мпа.

Прокатка дрібного сорту, при проходженні «голови» заготівлі через датчик наявності заготівлі включається розподільна стрілка, що поперемінно направляє заготівлі на обидва струмки рольганга печі-термостата. Кожний рольганг має 51 ролик з індивідуальним приводом. Рольганг печі-термостата може мати два режими: ручний і автоматичний. Вибір режиму виробляється за допомогою бакаюватого перемикача. Ручний режим роботи призначений для пуску рольганга печі, а також у випадку аварійної ситуації. Двигуни роликів рольганга при роботі в маятниковому режимі змінюють напрямок обертання через кожні 1,5 обороту. Керування здійснюється за допомогою реле часу.

За рольгангом печі-термостата розташовані ножиці, що забезпечують можливість робити різання «голови» прокату. Крім того, у випадку порушення

процесу прокатки, є можливість аварійного різання. Далі метал надходить на 1-у проміжну групу клітей мілкосортної лінії (кліті 7F - 10F).

Після проходження через першу проміжну групу клітей мілкосортної лінії заготовля надходить на чотири кривошипні ножиці, що забезпечують різання «голови» і «хвоста» прокату. Імпульс на різання видається з датчика наявності металу. Далі прокат надходить на другу проміжну групу мілкосортної лінії (кліті 11F -18F), і на чистову групу клітей мілкосортної лінії (кліті 19F-24F). Тут, залежно від програми прокатки, застосовуються автоматично працюючій петлі регулятори або столи. Імпульс на включення петлі регулятора за кліттю 19F подається від світлового бар'єра по передньому кінці заготовлі, а на відключення від світлового бар'єра по задньому кінці.

Таблиця 1.1 - Технічні параметри мілкосортних клітей

Номер кліті	Передавальне число	Діапазон числа обертів хв. ⁻¹
11F	4	230.....840
12F	2,8	216.....734
13F	2,8	220.....854
14F	2,24	228.....840
15F	2,5	235.....725
16F	2,24	497.....780
17F	2	236.....862
18F	1,6	246.....850
19F	1,4	228.....900
20F	1,12	456.....822
21F	1,12	226.....878
22F	1:1,12	240.....794
23F	1:1,12	215.....904
24F	1:1,4	592.....838

Розташований за кліттю 24F блок, що калібрує, служить для калібрування прокату з високою вимогою по точності профілю при прокатці круглої й

шестигранної сталі. Якщо точних допусків не потрібно й качаються інші профілі, то робоча кліть блоку, що калібрує, виводять із прокату й заміняють на прохідну проводку. Після проходження чистової групи клітей заготівля надходить на ділянку холодильника.

Проектування систем автоматизації технологічних процесів вимагає обліку структури виробничих процесів і особливостей параметричної оцінки їхньої якості. Тому потрібен детальний аналіз обладнання і особливостей конкретного автоматизованого виробництва.

1.2. Основні технологічні операції прокатного стану

На прокатний стан злитки попадають після кристалізації. Перед прокаткою злитки піддаються додатковому нагріванню в нагрівальних колодязях блюмінга. Після завершення нагрівання, злитки перед початком прокатки зважуються, після чого транспортуються до груп обтискних клітей. Основна лінія прокатки блюмінга включає кліті, об'єднані в чотири групи: стан 1300 — кліть головного привода, стан 900, стан 700 і стан 500. Після прокатки на стані 1300 і первинного зачищення на 1250-тонних ножицях, розкат по черзі проходить двох груп клітей: стан 900 (2 кліті) і стан 700 (4 кліті). Далі, після зачищення переднього краю на маятникових ножицях, в оператора технологічного процесу є можливість або залишити злиток на основній лінії (для одержання заготівель у квадраті 80 мм), або перевести злиток по шлепперному полю на обвідну лінію (одержання заготівель у квадраті 150 мм).

На основній лінії злиток піддається подальшому обтисненню на групі клітей стану 500 (при цьому поперечний переріз злитка зменшується до квадрата зі стороною 80 мм), після чого розкат розкрююється на мірні заготівлі. Розкрій здійснюється без зупинки розкату — у русі. Для розкрою використовуються барабанні летучі ножиці, що автоматично обертаються. Довжини заготівель, що відрізаються — штанг, визначаються різницею

швидкостей руху розкату й обертання барабана летучих ножиців. Відрізані штанги укладаються в пакети (як правило, до 26 штанг у пакеті) і по вихідних рольгангах подаються на холодильники.

На обвідній лінії злиток більше не обжимається (у поперечному перерізі розкат має квадрат зі стороною 150 мм, отриманий після прокатки в стані 700) і кроїться оператором технологічного процесу вручну на 1000-тонних ножицях. З цих штанг формуються пакети (розмір пакетів набагато менше, ніж на основній лінії — до 6 штанг), що також подаються по вихідних рольгангах на холодильники. В залежності від розташування робочих клітей прокатні стани розділяються на наступні групи: одноклітьові лінійні багатоклітьові, послідовні, напівбезперервні, безперервні.

Найбільш простими є одноклітьові стани. До цієї групи ставляться блюмінги, слябінги, товстолистові двороликові, трироликові, чотирьох роликові стани і універсальні стани. Найчастіше застосовуються багатоклітьові стани, які будують головним чином з послідовним, а іноді й з лінійним розташуванням клітей.

Робочі кліті лінійних станів розташовують в одну, дві, три й більше лінії, кожна з яких звичайно приводиться від окремого електродвигуна. Лінійні стани нереверсивні, їх застосовують як заготовочні, рейко-балкові, сортові й дротові. Істотним недоліком цих станів є однакова частота обертання валків у всіх клітях окремої лінії, що перешкоджає збільшенню швидкості прокатки в міру росту довжини розкатів. Це приводить до втрати температури металу, обмежує масу заготівлі й продуктивність станів.

Значного збільшення продуктивності прокатних станів можна досягти при послідовному розташуванні клітей, число яких дорівнює числу проходів при обтисненні заготівлі з доведенням її до готового профілю. З метою скорочення довжини цеху й кращого використання його площі кліті розташовують у кілька паралельних ліній. На станах з послідовним розташуванням клітей розкат одночасно перебуває тільки в одній кліті. У

зв'язку із цим відстань між клітями збільшується від першої до останнього, тому що довжина розкату збільшується. Відповідно збільшується й частота обертання валків. Стани даної групи широко застосовують для прокатки сортових профілів.

1.3 Методологія дослідження та аналізу роботи неперервного дрібносортового стану як об'єкта виробництва мірного прокату

Технологічний процес виробництва мірного пруткового прокату на безперервному стані характеризується багатостадійністю та багатофакторністю [1]. Він являє собою набір технологічних операцій з послідовного перетворення прокату з однієї форми в іншу: заготівля-розкат-смуга-пакет смуг-пачка прутків мірної або немірної довжини. Особливість кожної з наступних одна за одною операцій полягає в тому, що її результати значною мірою залежать від результатів попередньої операції за відсутності зворотного впливу. Інакше висловлюючись, кожна технологічна операція вносить свій "вклад" частку немірного прокату за станом загалом внаслідок її нераціональної організації, нестабільної роботи та конструктивних недоліків устаткування, посилюючи у своїй, а чи не виправляючи, небажані результати попередніх операцій.

Таким чином, вихід мірної продукції виявляється функціонально пов'язаним із структурою всього технологічного процесу на стані, а також з можливостями обладнання та режимами його роботи. Завдання збільшення випуску мірної продукції може бути вирішено за умови розкриття форм та кількісних показників цих зв'язків.

Для отримання максимального виходу мірного прокату "ідеальним" пакетом слід вважати такий, в якому всі без винятку смуги сторцьовані, кратні замовній довжині прутка, якість торців смуг відповідає вимогам ДСТУ, при переміщенні рольгангом, що відводять, холодильника не зміщуються відносно один одного і встановлюються для порізки на стаціонарних ножицях так, щоб

довжини прутків у першій та всіх чергових пачках були однаковими. Так як пакет завжди "неідеальний", то кількість мірного прокату, який вдається реально виділити з пакета смуг, виявляється залежним від великої кількості непостійних факторів: поздовжнього зміщення (розкидання) торців смуг після їх зупинки в кінці фази скидання на холодильник, довжин смуг у пакеті, координати пересувного упору, точності зупинки пакета на стаціонарних ножицях для різання, заданих обмежень на відсотковий вміст немірного прокату в підсумкових результатах процесу різання пакета (заданий показник сортності) та ін.

Оцінка граничних можливостей аналізованого блоку в аспекті виходу мірної продукції, що цікавить нас, може бути проведена в припущенні, що довжина всіх смуг в пакеті однакова і з урахуванням довжини мірного прутка, до кратностей, величини розкиду, а також інтервалу довжин немірних прутків допустимої сортності.

Очевидно, що зменшення втрат можливе за умови скорочення розкиду та забезпечення кратності довжини смуг довжині мірного дроту, тобто. У реальних умовах, коли довжини смуг у пакеті розрізняються, розкид визначається двома незалежними випадковими складовими: відхиленням шляху гальмування смуг та коливаннями їх довжини, які є результатом роботи попередніх технологічних блоків. У цьому випадку з'являється додаткова можливість скорочення втрат шляхом перерозподілу розкиду між початком і кінцем пакета, а отже, має бути поставлено завдання пошуку оптимальної конфігурації пакета.

Практика роботи ділянки стаціонарних ножиць показує, що навіть у разі "ідеального" торцювання смуг у пакеті перед початком транспортування, конфігурація пакета, встановленого на різ, буде порушена. Встановлено, що в процесі транспортування смуги в середній частині пакета здійснюють переміщення менше, ніж переміщення смуг з обох боків. Поздовжнє зсування

бічних і середніх смуг досягає 0,4 м, а його характер повторює форму бочки роликів, яка в середній частині зношена зазвичай більше, ніж по краях.

Встановлено також, що при транспортуванні може виникати прослизання смуг по роликах рольгангу. Дослідження особливостей процесу транспортування пакета дозволило визначити умову виникнення. Доведено, що проковзання обумовлено значенням деякого параметра, названого параметром пакета і характеризує відношення наведеної до ролика рольгангу маси прокату J_n до моменту інерції обертових мас ролика. Прослизання виникає при значеннях α менше критичного [5]

$$\alpha_{кр} = \frac{M_n R}{\mu g J_0} - 1,$$

де M_n - пусковий момент приводу, R - Радіус роликів, μ - коефіцієнт тертя, g - прискорення сили тяжіння.

Очевидно, що найбільш критичним є транспортування "легких" пакетів, які зазвичай утворюються наприкінці порізки чергової партії металу.

Додаткові втрати мірного прокату виникають також внаслідок динамічного відскоку пакета при його ударі об упор.

Ці два фактори визначають необхідність розробки спеціалізованого обладнання, здатного забезпечити стабільне транспортування пакета з прискоренням, що регулюється, і його точну зупинку на упорі.

Розкид смуг у пакеті, що надходить на ножиці холодного різання, обумовлений з одного боку коливаннями їх довжини та некратністю її довжині мірного прутка, а з іншого – неточним укладанням смуг на холодильник. Висуваючи вимоги до технології та роботи обладнання на приймальній стороні холодильника, слід виключити з розгляду першу групу причин, оскільки вони пов'язані з технологією розкрою на летких ножицях і їх наслідки не можуть бути компенсовані роботою обладнання на ділянці, що розглядається.

Підставою розробки концепції відчутного зниження втрат мірного прокату на холодильник з допомогою точного позиціонування смуг з його

настилі стали результати теоретичного аналізу процесу гальмування [1, 7, 12, 19]. Передумовою такого аналізу стало проведене широкомасштабне дослідження коефіцієнта тертя при гальмуванні [8, 21], що дозволило запропонувати для розрахунків експериментальну залежність (рис. 1.8)

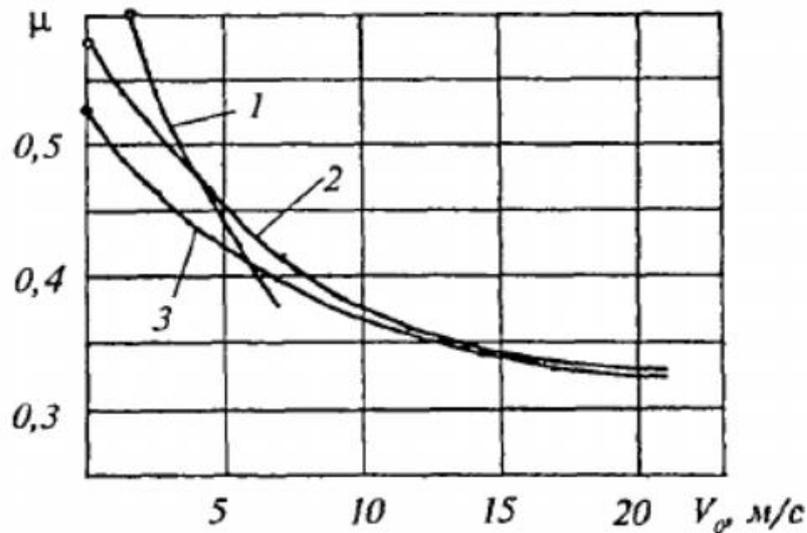


Рисунок 1.8. Залежність коефіцієнта тертя від швидкості ковзання при гальмуванні: 1 - для малих, 2 - для великих швидкостей, 3 - перетворена залежність

При аналізі [5] точності укладання смуг на холодильник використані диференціальні рівняння руху смуги у трьох фазах гальмування з урахуванням конструктивних параметрів клапанного скидувача. Точність зупинки гарячекатаних і термозміцнених смуг оцінювалася шляхом визначення чутливості гальмівного шляху до технологічних параметрів.

Аналіз складових дисперсії при вільному гальмуванні показав, що найбільш значущими є початкова швидкість смуг перед гальмуванням (54%), коефіцієнт тертя (31%) та інерційність механізму скидувача (тимчасова затримка від моменту видачі команди на включення скидувача до моменту входження гальмівних поверхонь клапанів у контакт зі смугою (15%).

$$\sigma^2[S_p] = \left(\frac{\partial S_p}{\partial V_0}\right)^2 \sigma^2[V_0] + \left(\frac{\partial S_p}{\partial \tau}\right)^2 \sigma^2[\tau] + \left(\frac{\partial S_p}{\partial \mu}\right)^2 \sigma^2[\mu]$$

При примусовому гальмуванні до перерахованих факторів додається довжина смуг. Причому вплив цих факторів на гальмівну дисперсію шляху розподіляється відповідно 8%, 82%, 8% та 2%.

Досвід експлуатації НМС і дані експериментальних досліджень [1, 7, 19] показують, що основна причина нестабільності швидкості смуг, що надходять на клапанний скидач, полягає в нераціональному налаштуванні швидкісного режиму транспортуючого рольганга, при якій розгін смуги не встигає завершитися до моменту початку гальмування. Раціональне налаштування має забезпечувати комплексне дотримання двох вимог: безаварійного поділу суміжних смуг на клапанному скидувачі та стабілізації швидкості смуг на початку гальмування. При виборі режимів роботи транспортуючого устаткування слід враховувати особливості транспортування термозміцнених смуг, такі як зниження коефіцієнта тертя і наявність гідротранспортуючого ефекту термоустановки.

Нестабільність роботи механізмів холодильника пов'язана з утворенням люфтових проміжків у сполучних вузлах, тепловим розширенням елементів конструкції та іншими причинами. Викликані ними відхилення моменту початку гальмування становлять від 0,5 до 2% [5]. Це визначає необхідність створення конструкції скидувача, що виключає вплив цих факторів.

Зменшення розкиду смуг на холодильнику вимагає стабілізації або компенсації коливань коефіцієнта тертя шляхом коригування моменту початку гальмування (скидання). При цьому слід використовувати стратегію скидання смуг "по торцю", незаперечні переваги якої перед стратегією скидання "по різі" були переконливо доведені у ряді робіт [1, 12, 9]. Особливу привабливість має організація скидання смуг на холодильник "по передньому торцю", яка дозволяє зменшити розкид на головній частині пакета і суттєво спростити вироблення розкрійного плану мірного різання на стаціонарних ножицях.

Однак, при існуючій конструкції клапанних скидачів цей спосіб при швидкостях прокату більше 10 м/с неможливий. Його реалізація можлива під час вирішення завдання поділу суміжних смуг на початку гальмування.

Особливі та надзвичайно широкі можливості щодо позиціонування смуг при укладанні на холодильник надає примусове гальмування прокату. Його застосування забезпечує значне (в 1,5-2 рази) скорочення шляху гальмування, отже збільшення швидкості прокатки на 1-2,5 м/с [3, 1, 13, 15, 17]. Проте досі завдання інтенсифікації гальмування розглядалася певною мірою ізольовано від вимог збільшення виходу мірного прокату. В результаті питання про місце застосування до смуги додаткового гальмівного зусилля було однозначно вирішене на користь лінії підйомних клапанів скидувача. Заслуговує, тим часом, на увагу і варіант розміщення пристроїв примусового гальмування в приймальному струмку рихтувального жолоба (на проміжних стінках) холодильника, який дає можливість істотної зміни гальмівного шляху без втручання в процес поділу суміжних смуг на клапанах.

Прагнення точної укладання смуг не виключає використання підрівнювачого рольганга на холодильнику [9].

Домінуючий вплив на точність розкрою надає довжина розкочування, що утворюється на виході чистової кліті стану. Випадковий характер здебільшого визначає втрати мірної продукції на аналізованій ділянці. У свою чергу довжина розкату залежить від довжини заготовки, площі її поперечного перерізу і геометричних розмірів (перетину) готового профілю.

1.4 Задачі роботи

Метою роботи є збільшення виходу мірної продукції дрібносортового прокатного стану за рахунок регулювання довжини прокату.

Для досягнення поставленої мети виникла необхідність вирішення наступних завдань:

– виконати аналіз технологічного процесу виробництва дрібносортового мірного прокату і особливостей керування роботою прокатного стану для виявлення пріоритетних завдань автоматизації процесу керування виходом мірної продукції;

– побудувати математичну модель чистової групи клітей, розробити її програмну реалізацію та провести дослідження процесу формування геометричних розмірів прокату з метою визначення ділянок прокату та закономірності їх формування за рахунок регулювання довжини яких можливо керування виходом мірної продукції;

– дослідити процес керування довжиною прокату через зміну режиму обтиску при наявності системи керування натискними гвинтами, визначити стратегії керування та розробити аналітичні засади побудови системи керування;

– дослідити процес керування довжиною прокату через зміну його натягу при наявності автоматичної системи стабілізації натягу, визначити стратегії керування та розробити аналітичні засади побудови системи керування;

– дослідити процес керування довжиною прокату з метою встановлення можливості її прогнозування при оперативному регулюванні; – дослідити формування геометричних розмірів прокату на границях полів допуску з метою визначення обмежень на регулювання його довжини.

2 ДОСЛІДЖЕННЯ МОЖЛИВОСТЕЙ РЕГУЛЮВАННЯ ЛІНІЇ КЛІТЕЙ З КЕРУВАННЯ ДОВЖИНОЮ ДРІБНОСОРТНОГО ПРОКАТУ

Предметом дослідження є процес формування профілю дрібносортного мірного прокату і обґрунтування загального закону регулювання його довжиною. В даний час проведення досліджень регулюючих можливостей лінії клітей з керування довжиною прокату можливо тільки моделюванням, оскільки подібні експериментальні дослідження супроводжуються істотними економічними витратами на виробництві, можуть призводити до втрат товарної продукції та аварійних ситуацій. Математичні моделі окремих процесів, що протікають на прокатних станах, добре вивчені і представлені як у вітчизняній, так і зарубіжній літературі. Однак моделі окремих процесів часто слабо пов'язані між собою. Для дослідження регулюючих можливостей необхідно розробити комплексну модель процесу прокатки в чистовій групі клітей.

2.1 Структура моделі двохклітьового стану

Дослідження процесу формування профілю прокату показали, що мінімальною одиницею його опису є міжклітьовий проміжок [2, 20, 49]. В результаті його декомпозиції виділені окремі процеси: формування геометричних розмірів розкату, зміни кінематичних і енергосилових параметрів прокатки, транспортування розкату в проміжку. На підставі цього запропоновано структурну модель двохклітьового стану (рис. 2.1), яка включає блоки: імітації заготовки, клітей та їх налаштувань, електроприводів, міжклітьового проміжку. Основними недоліками даної структури є наявність зайвих перехресних зв'язків між блоками: поділ процесу формування кінематичних параметрів прокатки між блоками електроприводу і кліті, винесення частини процесу формування геометричних розмірів прокату в блок міжклітьового проміжку, загальне налаштування усіх процесів в кліті, через

один блок, що призводить до об'єднання постійних і змінних параметрів. Таке структурне рішення значно ускладнює налаштування моделі і аналіз результатів її роботи. Крім того воно не задовольняє завданням дослідження тому що не передбачає оперативного керування процесом формування профілю прокату.

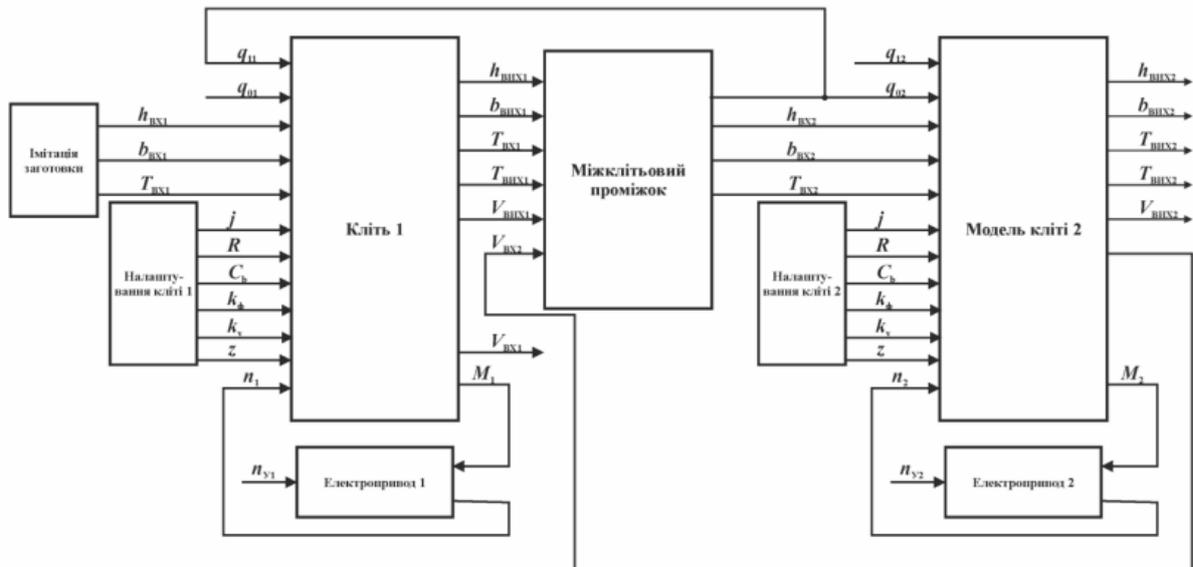


Рисунок 2.1 – Структура моделі двохклітьового стану

$h_{ВХ1}$, $h_{ВХ2}$ – висота розкату на вході в кліть, $b_{ВХ1}$, $b_{ВХ2}$ – ширина розкату на вході в кліть, $T_{ВХ1}$, $T_{ВХ2}$ – температура розкату на вході в кліть, j – коефіцієнт моделі редуктора, R – радіус валків, C_b , k_ϕ , k_v – коефіцієнти, z – висота зазору між валками, n_1 , n_2 – швидкість обертання електродвигуна, n_{y1} , n_{y2} – уставка швидкості обертання електродвигуна, $h_{ВИХ1}$, $h_{ВИХ2}$ – висота розкату на виході кліті, $b_{ВИХ1}$, $b_{ВИХ2}$ – ширина розкату на виході з кліті, $T_{ВХ1}$, $T_{ВХ2}$ – температура розкату на вході в наступну кліть, $T_{ВИХ1}$, $T_{ВИХ2}$ – температура розкату на виході з кліті, M_1 , M_2 – момент прокатки, q_{01} , q_{02} – натяг розкату на вході в кліть, q_{11} , q_{12} – натяг розкату на виході з кліті.

За результатами аналізу вище наведеної структури запропонована уточнена структура моделі двохклітьового стану (рис. 2.2) до складу якої входять моделі: розкату, системи керування натискними гвинтами, системи

керування швидкістю обертання валків, кліті та міжклітьового проміжку [11, 42]. Замість блоку імітації заготовки запропонована модель розкату, яка є окремим випадком моделі міжклітьового проміжку. Процес формування кінематичних параметрів прокатки об'єднано в моделі системи керування швидкістю обертання валків. Процес формування геометричних розмірів прокату об'єднано в моделі кліті. Відповідно до завдань дослідження додана модель системи керування натискними гвинтами. Налаштування окремих процесів внесено до відповідних їм моделей. Для реалізації оперативного керування процесом формування геометричного профілю прокату з моделей систем керування винесені уставки: висоти зазору між валками та швидкості обертання валків.

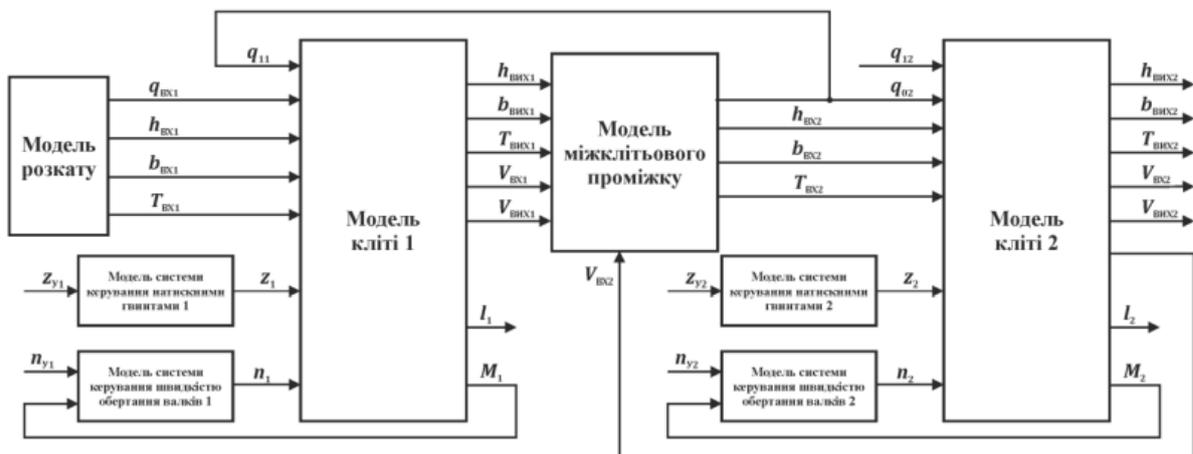


Рисунок 2.2 – Уточнена структура моделі двохклітьового стану

z_{y1}, z_{y2} – уставка висоти зазору між валками, z_1, z_2 – висота зазору між валками, n_{y1}, n_{y2} – уставка швидкості обертання валків, n_1, n_2 – швидкість обертання валків, l_1, l_2 – довжина розкату на виході з кліті.

Запропонована структура моделі двохклітьового стану задовольняє завданням дослідження і в порівнянні з існуючими структурами, не має зайвих перехресних зв'язків, приховує параметри, які залишаються незмінними в процесі моделювання, що забезпечують більш просте налаштування, скорочення часу моделювання та спрощення аналізу результатів досліджень [10]. В структуру моделі додані нові елементи: модель розкату, модель системи

керування швидкістю обертання валків та модель системи керування натискними гвинтами. Отримана структура дозволяє реалізувати її елементи, як цілісні та закінчені моделі та виконувати їх незалежно налаштування та дослідження.

2.2 Розробка моделі двохклітьового стану

Формозміна металу в прокатній кліті є добре вивченим процесом над математичним описом якого працювало широке коло вчених [5, 13, 17, 23]. У зв'язку з цим основною проблемою при побудові моделі є систематизація, вибір і узгодження аналітичних рішень, які задовольняють вимогам формування профілю прокату. Як впливає зі структури моделі двохклітьового стану, модель кліті на підставі вхідних параметрів висоти, ширини та температури розкату, швидкості обертання валків і налаштувань кліті формує вихідні параметри висоту, ширину та температуру розкату, швидкості на вході і виході кліті, довжину розкату і момент прокатки. Оскільки модель двохклітьового стану може використовуватися для моделювання процесу прокатки різних профілів прийнято в якості способу опису геометричних розмірів прокату використати метод відповідної смуги. Даний метод є основним при розрахунку розмірів калібрів і набув широкого поширення в практиці моделювання процесів виробництва прокату [14, 33, 34, 24, 36]. Виходячи з вищезазначеного, впливає, що модель кліті, ґрунтується на аналітичних рішеннях з теорії поздовжньої прокатки, а замість прокатки в калібрах реалізується перехід до прокатки на гладкій бочці. Відповідно до теорії прокатки значення величини розкату на виході з кліті залежить від висоти зазору між валками, на підставі цього висота розкату на виході з кліті дорівнює висоті зазору (рис. 2.3) [14, 24, 40]:

$$h_1 = z, \quad (2.1)$$

де h_1 – висота розкату на виході з кліті (м), z – висота зазору між валками (м).

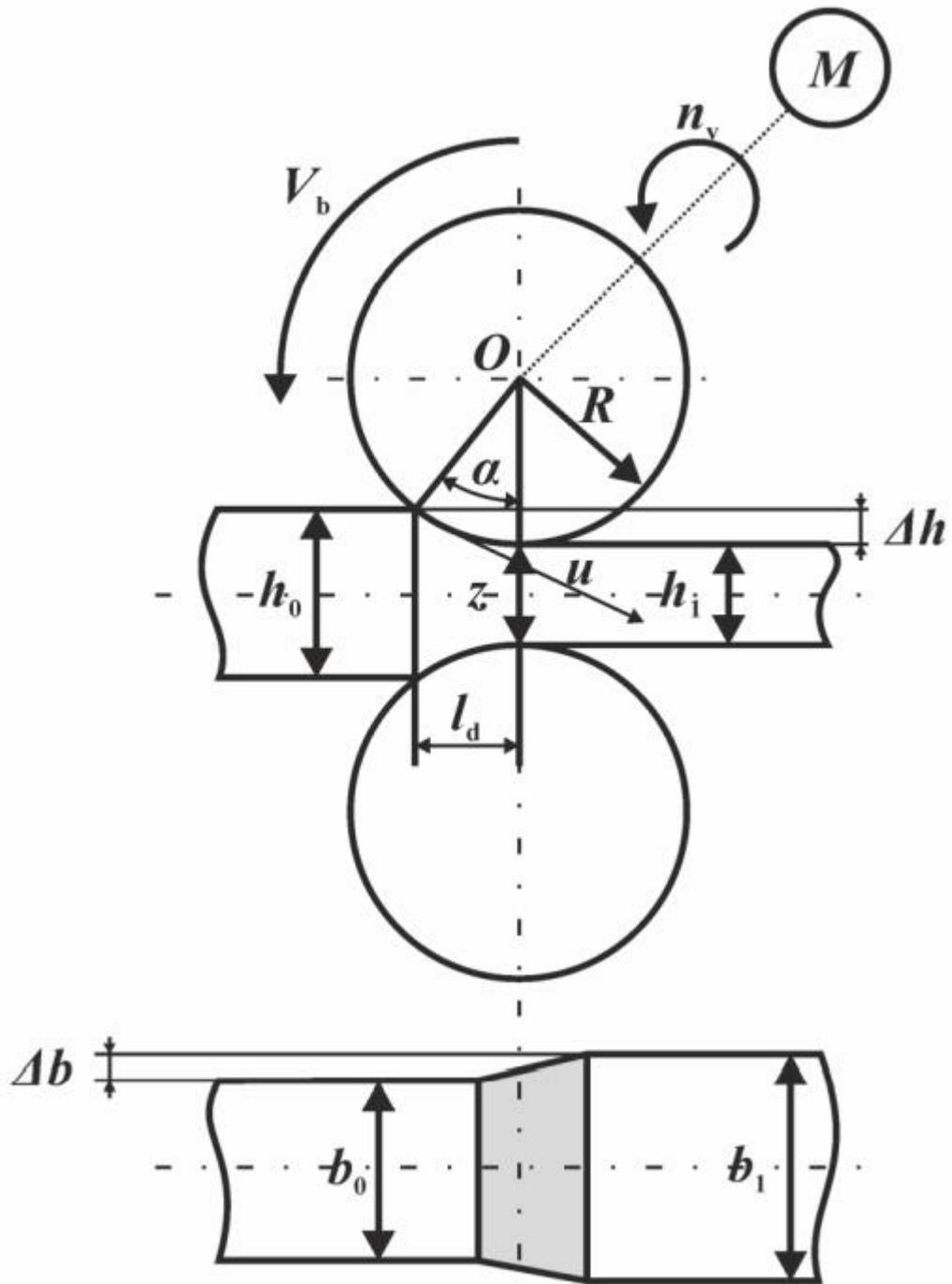


Рисунок 2.3 – Процес формоутворення розкату на виході з кліті

h_0 – висота розкату на вході в кліть, z – висота зазору між валками, h_1 – висота розкату на виході з кліті, Δh – абсолютне обтиснення, V_b – лінійна швидкість поверхні валків, R – радіус валків, n_v – частота обертання валків, O – центр валка, M – електропривод валків, α – кут захоплення, l_d – довжина осередку деформації, u – швидкість деформації, Δb – розширення розкату, b_0 – ширина розкату на вході в кліть, b_1 – ширина розкату на виході з кліті.

На підставі висоти розкату на вході в кліть і висоти розкату на виході з кліть визначається його абсолютне обтиснення, що використовується в більшості подальших розрахунків (рис. 2.3) [24]:

$$\Delta h = h_0 - h_1, \quad (2.2)$$

де Δh – абсолютне обтиснення (м), h_0 – висота розкату на вході в кліть (м).

Швидкість обертання електроприводу валків перераховується в лінійну (окружну) швидкість поверхні валків з урахуванням дії інерційних сил в осередку деформації (рис. 2.3) [14, 24]:

$$V_b = 2 \cdot \pi \cdot R \cdot n_v / 60, \quad (2.3)$$

де V_b – лінійна швидкість поверхні валків (м/с), R – радіус валків (м), n_v – швидкість обертання валків (рад/с).

Як величина, що характеризує показник висотної деформації розкату служить відносна величина обтиснення, яка визначається як умовне відносне обтиснення, що вимірюється в частках одиниць (рис. 2.3) [14, 24]:

$$\varepsilon = \frac{\Delta h}{h_0}, \quad (2.4)$$

де ε – відносне обтиснення.

Кут захоплення розраховується наближено, так як при такому підході навіть на великих кутах похибка перебуває в межах 1,0 ÷ 1,5 % (рис. 2.3) [13, 15, 23, 72]:

$$\alpha = \sqrt{\frac{\Delta h}{R}}, \quad (2.5)$$

де α – кут захоплення.

На підставі радіусу валків і кута захоплення визначається довжина осередку деформації (рис. 2.3) [5, 15, 17, 65, 73]:

$$l_d = R \cdot \sin(\alpha), \quad (2.6)$$

де l_d – довжина осередку деформації (м).

Для правильного визначення плинності металу, виходячи із закону зміни швидкості деформації уздовж дуги контакту, виконується розрахунок середньої швидкості деформації (рис. 2.3) [14, 24]:

$$u = \frac{V_b \cdot \varepsilon}{l_d}, \quad (2.7)$$

де u – середня швидкість деформації (с^{-1}).

Для розрахунку коефіцієнта натягу кінців розкату, який впливає на розширення використовується величина переділу плинності деформованого металу. Зазвичай дане значення визначається на підставі експериментальних 68 даних. Однак з метою спрощення процесу налаштування моделі, було прийнято рішення скористатися емпіричної залежністю [12]:

$$\delta_T = s \cdot \delta_0 \cdot u^a \cdot (10 \cdot \varepsilon)^b \cdot \left(\frac{T_0}{1000}\right)^c, \quad (2.8)$$

де δ_T – межа плинності металу (МПа), s , a , b , c – постійні числа, які є табличними значеннями, δ_0 – базовий межа плинності (МПа), T_0 – температура розкату на вході в кліть ($^{\circ}\text{C}$).

Натяг кінців розкату, який впливає на розширення відповідає коефіцієнту натягу [14]:

$$C_\delta = 1 - 2 \cdot \frac{q_0}{\delta_T}, \quad (2.9)$$

де C_δ – коефіцієнт натягу кінців розкату, який впливає на розширення, q_0 – натяг розкату на вході в кліть (МПа).

У свою чергу процес захоплення характеризується коефіцієнтом тертя [24]:

$$f = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot (0,877 - 0,00039 \cdot T_0), \quad (2.10)$$

де f – коефіцієнт тертя, K_1 – коефіцієнт, що враховує стан поверхні і матеріал валків, K_2 – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості прокатки, K_3 – коефіцієнт, що враховує склад прокатуваного матеріалу.

Як показав порівняльний аналіз [14] найбільш точні значення розширення розкату розраховується з урахуванням поправочних коефіцієнтів деформації в калібрах і впливу натягу розкату на його кінцях (рис. 2.3):

$$\Delta b = K \cdot k_f \cdot C_b \cdot C_\delta \cdot \left(\sqrt{R \cdot \Delta h} - \frac{\Delta h}{2 \cdot f} \right) \cdot \ln \left(\frac{h_0}{h_1} \right), \quad (2.11)$$

де Δb – розширення розкату (м), K – поправочний коефіцієнт розширення, k_f – поправочний коефіцієнт впливу форми калібрів на розширення, C_b – коефіцієнт ширини розкату.

На підставі розширення розкату розраховується його ширина на виході з кліті (рис. 2.3) [14, 23, 24, 33, 34, 53]:

$$b_1 = b_0 + \Delta b, \quad (2.12)$$

де b_1 – ширина розкату на виході з кліті (м), b_0 – ширина розкату на вході в кліть (м).

Отримане аналітичне рішення дозволяє визначити ширину і висоту розкату в довільний момент часу. Надалі визначимо температуру розкату на виході з кліті, його швидкісні параметри і довжину розкату на виході з кліті. Для цього отримуємо коефіцієнт витяжки, який визначає співвідношення поперечного перерізу розкату на вході в кліть, до поперечного перерізу розкату на виході з кліті [14, 34]:

$$\lambda = \frac{h_0 \cdot b_0}{h_1 \cdot b_1}, \quad (2.13)$$

де λ – коефіцієнт витяжки.

На підставі температури на вході в кліть, межі текучості металу і коефіцієнта витяжки розраховується температура на виході з кліті [64]:

$$T_1 = T_0 + 0,183 \cdot \delta_T \cdot \ln(\lambda), \quad (2.14)$$

де T_1 – температура розкату на виході з кліті (°C).

Для визначення випередження отримуємо нейтральний кут з урахуванням натягу розкату [73, 77]:

$$\gamma = \frac{\alpha}{2} \cdot \left(1 - \frac{\alpha}{2 \cdot f} \right) + \left(\frac{h_0 + h_1}{8 \cdot f \cdot \sigma_T \cdot R} \right) \cdot (q_1 - q_0), \quad (2.15)$$

де γ – нейтральний кут, α – кут захоплення, q_1 – натяг розкату на виході з кліті (МПа).

При прокатці на гладкій бочці, що задовольняє умовам відповідної смуги в [14] пропонується розраховувати випередження як:

$$s = \gamma^2 \cdot \frac{R}{h_1} \quad (2.16)$$

де s – випередження.

Швидкість розкату на виході з кліті визначається виразом [14]:

$$v_1 = V_b \cdot (1 + s), \quad (2.17)$$

де v_1 – швидкість розкату на виході з кліті (м/с).

Швидкість розкату на вході в кліть визначається виразом [14]:

$$v_0 = \frac{v_1}{\lambda}, \quad (2.18)$$

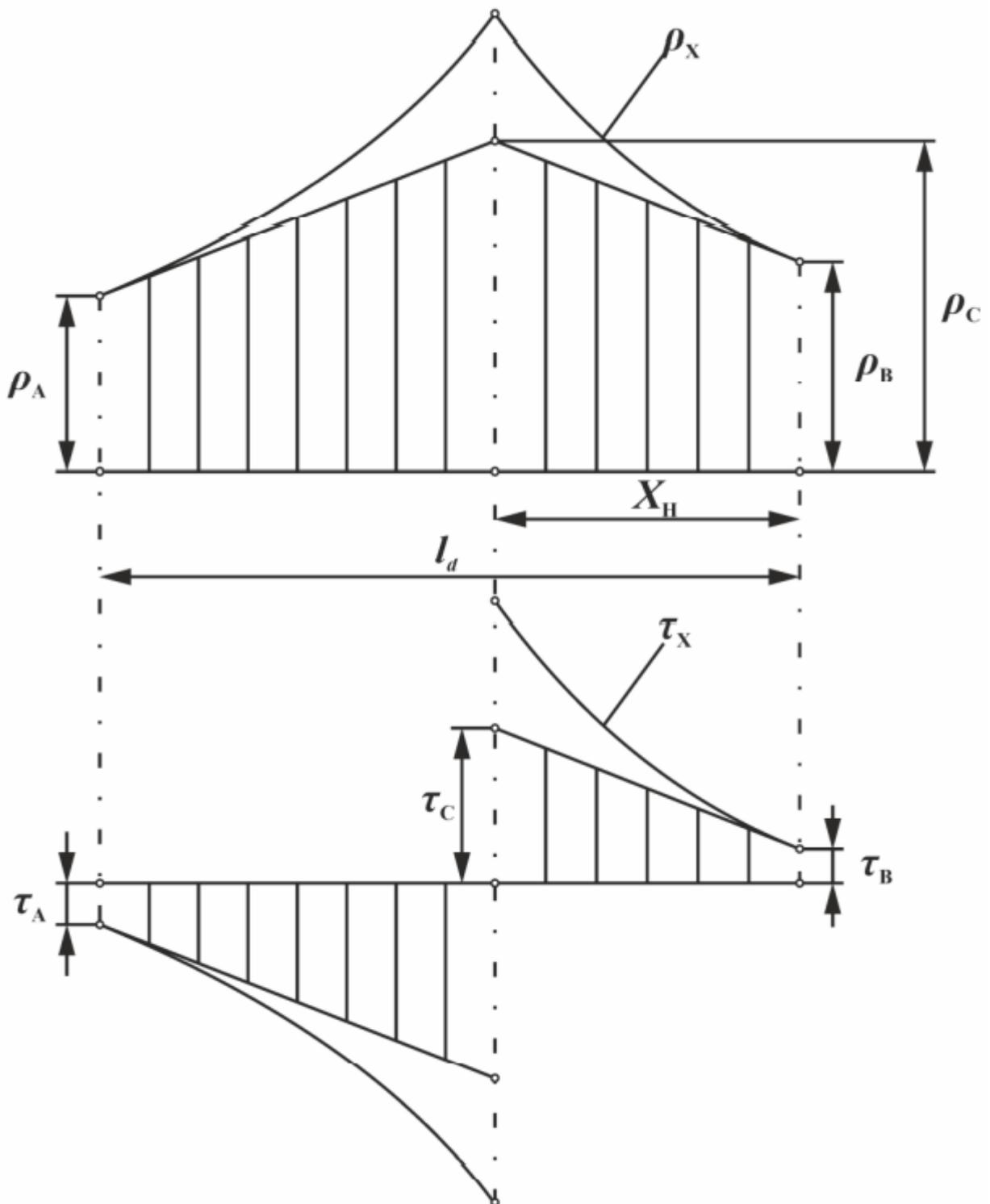
де v_0 – швидкість розкату на вході в кліть (м/с).

Довжина розкату на виході з кліті [5]:

$$l = \int_0^\tau v_1 dt, \quad (2.19)$$

де l – довжина розкату на виході з кліті (м), τ – поточний момент часу (с).

Отримане аналітичне рішення дозволяє визначити температуру розкату, швидкісні параметри процесу прокатки, а так само довжину розкату. Поточний момент прокатки, і отже, момент електроприводу кліті, визначається енергосиловими параметрами прокатки, які в свою чергу обчислюються виходячи з розрахункової схеми осередку деформації (рис. 2.4) [2, 20].



де ρ_A , ρ_B , ρ_C , ρ_X – сили, τ_A , τ_B , τ_C , τ_X – напруги, l_d – довжина осередку деформації, X_H – координата нейтрального перетину.

Рисунок 2.4 – Розрахункова схема осередку деформації

Перш за все, для визначення моменту прокатки розраховується координата нейтрального перетину [2, 5, 20] і середня величина розширення розкату [24]:

$$X_n = R \cdot \gamma, \quad (2.20)$$

де X_n – координата нейтрального перетину (м),

$$b_s = \frac{b_0 + b_1}{2}, \quad (2.21)$$

де b_s – середнє розширення розкату (м).

Також визначається опір плоскої деформації [64]:

$$K = \beta \cdot \delta_T, \quad (2.22)$$

де K – коефіцієнт опору плоскої деформації (МПа), β – коефіцієнт Лоде.

Відповідно до розрахункової схеми осередку деформації момент прокатки [11, 42] визначається як:

$$M = b_s \cdot R \cdot \left(0,5 \cdot (l_d - X_n) \cdot \left(4 \cdot K \cdot f - 2 \cdot q_0 \cdot f + (K - 2 \cdot K \cdot f + q_0 \cdot f) \cdot \left(\frac{l_d - X_n}{X_n} \right) \right) - \right. \\ \left. - 0,5 \cdot X_n \cdot \left(4 \cdot K \cdot f - 2 \cdot q_1 \cdot f + (K - 2 \cdot K \cdot f + q_1 \cdot f) \cdot \left(\frac{X_n}{l_d - X_n} \right) \right) \right), \quad (2.23)$$

де M – момент прокатки (Н·м), K – коефіцієнт опору плоскої деформації (Н/м²).

На базі аналітичного опису отримано структуру моделі кліті (рис. 2.5), яка приймає в якості вхідних параметрів геометричні розміри профілю розкату його температуру на вході в кліть, швидкість обертання валків, висоту зазору між ними і натяг розкату. На підставі вхідних параметрів, формуються вихідні параметри геометричні розміри профілю розкату його температура і швидкість на виході з кліті, швидкість розкату на вході в кліть, довжина розкату, момент прокатки. Налаштування моделі кліті реалізуються, як її внутрішні значення. До них відносяться радіус валків, межі плинності металу, коефіцієнти тертя і розширення. На базі наведеної структури розроблено модель двохклітьового стану, яка забезпечує обчислення зміни геометричних розмірів профілю розкату в процесі деформації, його температури, швидкісних параметрів прокатки і енергосилових показників, яка задовольняє цілям дослідження.

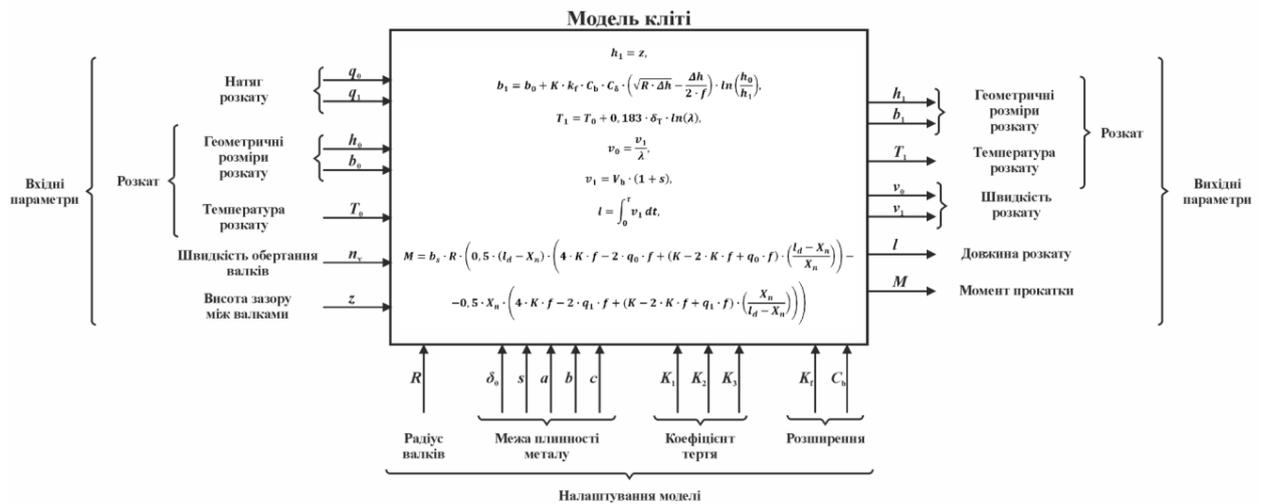


Рисунок 2.5 – Структура моделі кліті

Залежно від особливостей устаткування стану та оснащення його системами керування технологічними процесами, прокатка може відбуватися з натягом розкату між клітями, який визначається налаштуванням оператором стану швидкісного режиму прокатки або з автоматичною стабілізацією режиму прокатки з вільним прогином прокату [5, 13, 17, 23]. Виходячи з цього, основними функціями моделі є реалізація транспортного запізнювання передачі розкату від однієї кліті до іншої, розрахунок величини прогину або натягу розкату. Час запізнювання розкату відповідно до [24]:

$$\tau = \frac{l}{v}, \quad (2.24)$$

де τ – час запізнювання розкату на вході в наступну кліть (с), l – довжина міжклітьового проміжку (м), v – середня швидкість розкату в міжклітьовому проміжку (м/с).

Для спрощення розрахунків прийнято вважати, що геометричні розміри розкату на виході з попередньої кліті і на вході в наступну кліть не змінюються, над ними виконується тільки операція кантування з урахуванням запізнювання [24]:

$$h_0(s) = b_1 \cdot e^{-\tau s}, \quad (2.25)$$

$$b_0(s) = h_1 \cdot e^{-\tau s}, \quad (2.26)$$

де h_0 – висота розкату на вході в наступну кліть (м), b_1 – ширина розкату на виході з попередньої кліті (м), b_0 – ширина розкату на вході в наступну кліть (м), h_1 – висота розкату на виході з попередньої кліті (м).

Питомий натяг розкату на вході в наступну кліть [64, 69, 71, 77]:

$$q = E \cdot \frac{v_0 - v_1}{v_0 \cdot 10}, \quad (2.27)$$

де q – питомий натяг розкату на вході в наступну кліть (МПа), v_0 – швидкість розкату на вході в наступну кліть (м/с), v_1 – швидкість розкату на виході з попередньої кліті (м/с).

Для визначення питомої натягу розкату між клітьями визначаємо модуль пружності розкату, що залежить від температур розкату на виході з попередньої кліті і на вході в наступну кліть [24]:

$$E = 167000 - 57.1 \cdot \frac{(t_0 + t_1)}{2}, \quad (2.28)$$

де – модуль пружності розкату (МПа). Температура розкату на вході в наступну кліть залежить від його запізнювання і розраховується відповідно до [24]:

$$t_0 = \frac{1000}{\sqrt[3]{\frac{0,02548 \cdot 2 \cdot (h_1 + b_1)}{h_1 \cdot b_1 \cdot 1000} \cdot \tau + \left(\frac{1000}{t_1 + 273}\right)^3}} - 273, \quad (2.29)$$

де t_0 – температура розкату на вході в наступну кліть (°C), t_1 – температура розкату на виході з попередньої кліті (°C). У зв'язку з тим, що модель міжклітьового проміжку використовує геометричні розміри розкату відповідної смуги, а розрахунок величини прогину виконується для геометричних розмірів в калібрах виконаємо їх перетворення. Дане питання розглянуто при описі моделі розкату (див. п.2.2.3). На підставі діаметра розкату

розраховується радіус інерції його поперечного перерізу в міжклітьовому проміжку:

$$\begin{aligned} i_x &= 0.25 \cdot D, \\ i_x &= 0.25 \cdot h, \end{aligned} \quad (2.30)$$

де i_x – радіус інерції поперечного перерізу розкату в міжклітьовому проміжку (м), D – діаметр розкату (м), h – висота овального розкату (м).

На підставі стріли прогину розкату при нульових початкових умовах і критичної питомої сили розраховується стріла прогину розкату в середині міжклітьового проміжку [31]:

$$h = \frac{H_0}{1 + \frac{q - \rho \cdot v_1}{\delta_k}}, \quad (2.31)$$

де q – натяг розкату на вході в наступну кліть (H/m^2), ρ – щільність розкату рівна 7850 ($\text{кг}/\text{m}^3$), δ_k – критична Ейлерова сила для розкату як балки (H/m^2).

Стріла прогину розкату, яка визначається відповідно до радіусу інерції при нульових поздовжніх зусиллях в розкаті [61]:

$$H_0 = \frac{5}{384} \cdot \frac{\rho \cdot g \cdot l^4}{E \cdot 10^6} \cdot \frac{1}{i_x^2}. \quad (2.32)$$

Критична питома Ейлерова сила для розкату як балки відповідає [61]:

$$\delta_k = \frac{\pi \cdot E}{l_b^2} \cdot i_x^2. \quad (2.33)$$

На підставі аналітичного опису розглянутих режимів прокатки отримано структуру моделі між клітьового проміжку (рис. 2.6), яка приймає в якості вхідних параметрів геометричні розміри розкату, його температуру та швидкість на виході з попередньої кліті і на вході в наступну кліть. На підставі вхідних параметрів формуються вихідні параметри геометричні розміри розкату, його температура, натяг в міжклітьовому проміжку і стріла прогину. Налаштування моделі між клітьового проміжку реалізуються, як її внутрішні значення. До них відносяться базова відстань між опорами, довжина міжклітьового проміжку і середня швидкість розкату в міжклітьовому

проміжку. На базі наведеної структури розроблено модель міжклітьового проміжку, яка забезпечує моделювання процесу прокатки з натягом або прогином. На входи моделі подаються параметри, які формуються попередньої кліткою, а з виходів моделі сформовані параметри надходять на входи наступної клітки. Значення стріли прогину розкату надходять на вхід моделі системи керування швидкості обертання валків. При моделюванні процесу прокатки з натягом значення стріли прогину розкату не враховується.



Рисунок 2.6 – Структура моделі міжклітьового проміжку

Окремим випадком моделі міжклітьового проміжку є модель розкату, яка формує значення висоти, ширини, температури і натягу розкату на вході групи клітей. Найбільш простим і зручним рішенням є опис даної моделі у вигляді функцій часу [11, 42]:

$$\begin{aligned}
 h &= f_h(t), \\
 b &= f_b(t), \\
 T &= f_T(t), \\
 q &= f_q(t),
 \end{aligned}
 \tag{2.34}$$

де h – висота розкату, b – ширина розкату, T – температура розкату, q – натяг розкату, $f_h(t)$, $f_b(t)$, $f_T(t)$, $f_q(t)$ – функції часу.

При переході від характеристикних параметрів розкату, що задаються в таблиці калібрування, до відповідної смуги обчислюється співвідношення осей розкату [36, 64, 65]:

$$a = \frac{b}{h}, \quad (2.35)$$

де a – співвідношення осей розкату, b – характеристична ширина розкату (м), h – характеристична висота розкату (м).

Якщо співвідношення осей розкату більше або дорівнює одиниці висота відповідної прямокутної смуги [36, 64, 65]:

$$h_c = \sqrt{\frac{S}{a}}, \quad (2.36)$$

Ширина відповідної прямокутної смуги визначається як [36, 64, 65]:

$$b_c = a \cdot h_c, \quad (2.37)$$

де b_c – ширина відповідної прямокутної смуги (м).

При співвідношенні осей смуги менше одиниці висота відповідної прямокутної смуги визначається як [36, 64, 65]:

$$h_c = \sqrt{S \cdot a}. \quad (2.38)$$

Ширина відповідної прямокутної смуги визначається як [36, 64, 65]:

$$b_c = \frac{h_c}{a}. \quad (2.39)$$

Структура моделі розкату приведена на рис. 2.8. На підставі налаштувань моделлю формуються вихідні параметри геометричні розміри профілю розкату його температура та натяг. Налаштування моделі розкату реалізуються, як її внутрішні значення. До них відносяться відповідні функції часу.

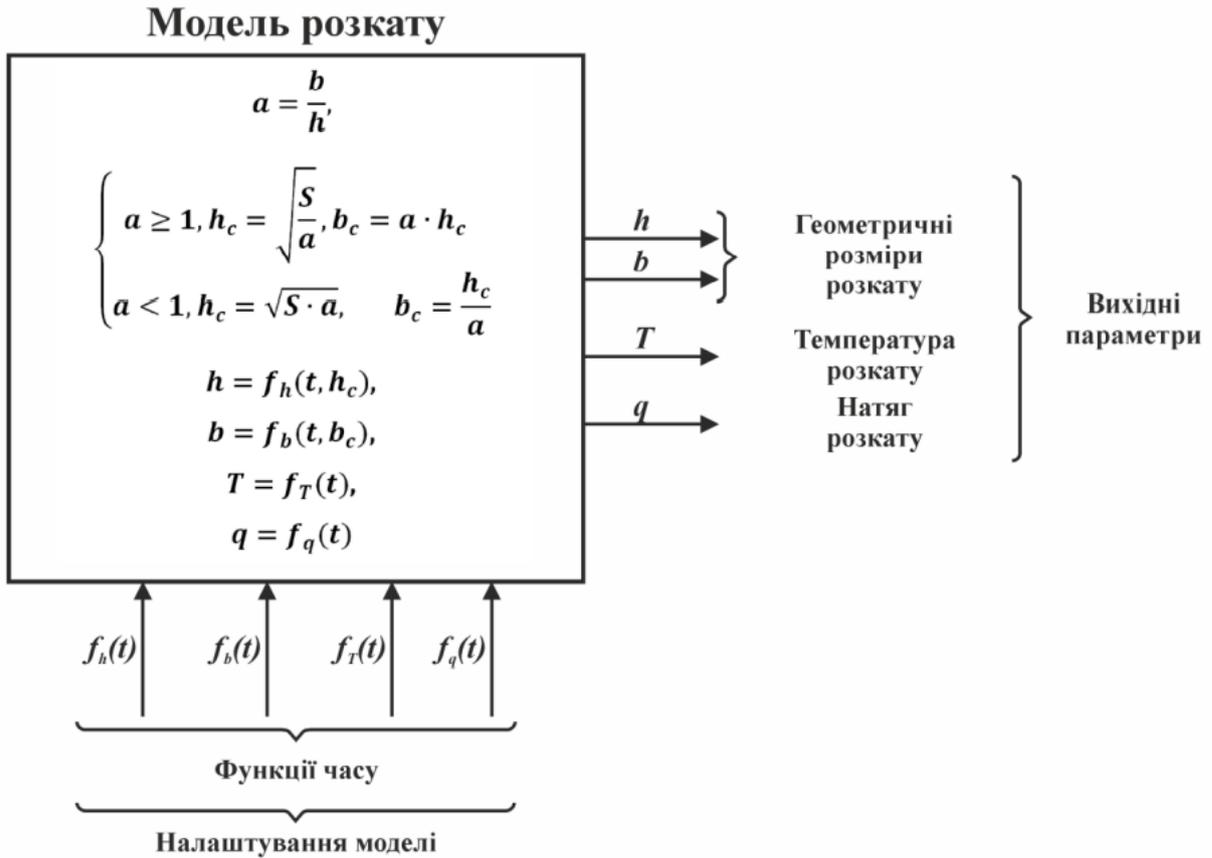
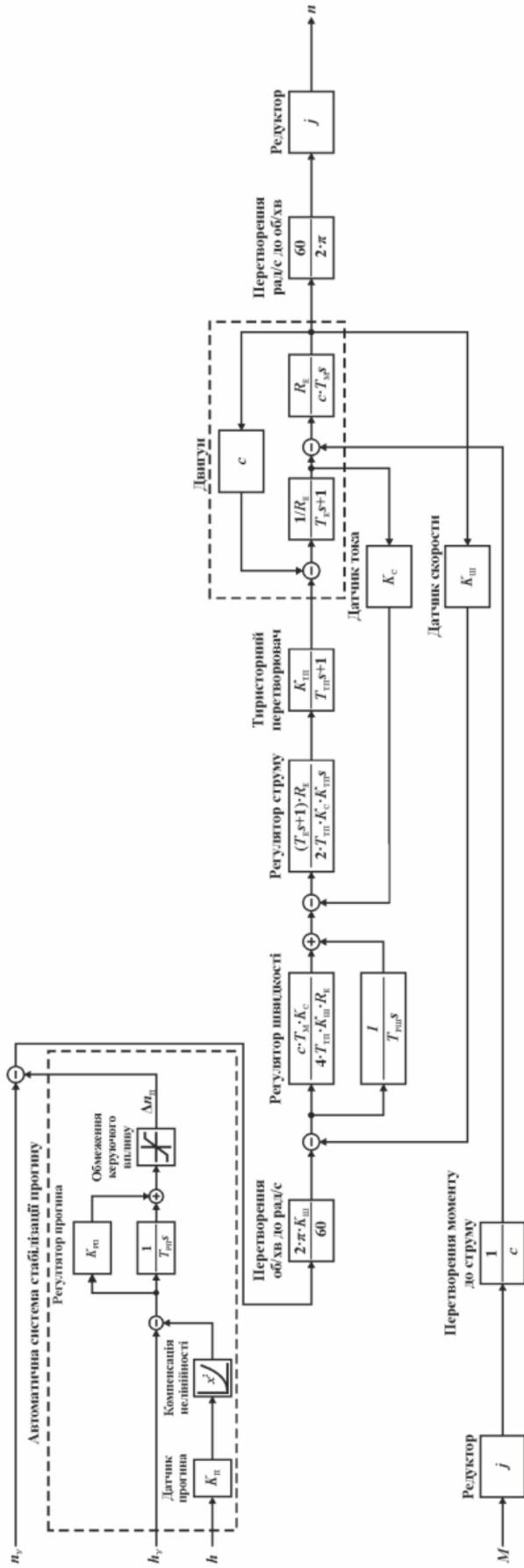


Рисунок 2.8 – Структура моделі розкату

Розроблена математична модель розкату, яка відповідає уточненій структурі моделі двохклітьового стану і задовольняє цілям дослідження, забезпечує гнучкість завдання геометричних розмірів розкату його температури і натягу. При використанні геометричних розмірів розкату в калібрах забезпечується їх перерахунок за методом відповідної смуги для прокатки на гладкій бочці.

Відповідно до уточненої структури моделі двохклітьового стану, система кування швидкістю обертання валків реалізує керування швидкістю електроприводу та стабілізацію прогину прокату. На безперервних дрібносортних прокатних станах використовуються двигуни постійного струму керування якими виконується системами підлеглого регулювання налаштованими на симетричний оптимум [3, 4, 12, 37].



n_y – уставка швидкості обертання валків, h_y – уставка прогину розкату, h – стріла прогину розкату в середині міжклітьового проміжку, M – момент прокатки, K_p – коефіцієнт передачі датчика прогину, K_{rp} – коефіцієнт посилення регулятора прогину, T_{rp} – час інтегрування регулятора прогину, Δn_p – зміна швидкості обертання валків регулятором прогину, j – передавальне число редуктора, c – конструктивна стала електродвигуна, $K_{ш}$ – коефіцієнт передачі датчика швидкості, K_c – коефіцієнт передачі датчика струму, R_E – еквівалентний опір, T_E – електромагнітна стала часу, T_M – електромеханічна стала часу, $T_{тп}$ – постійна часу тиристорного перетворювача, $K_{тп}$ – коефіцієнт передачі тиристорного перетворювача, $T_{ш}$ – час інтегрування регулятора швидкості, n – швидкість обертання валків.

Рисунок 2.9 – Структурна схема системи керування швидкістю обертання валків

Для стабілізації прогину прокату використовуються відповідні автоматичні системи, які виконують корекцію уставки швидкості обертання валків [1, 49]. На підставі цього запропоновано структуру системи керування швидкістю обертання валків (рис. 2.9), яка складається з системи підпорядкованого регулювання електродвигуном постійного струму, редуктора, автоматичної системи стабілізації прогину та узгоджувальних ланок вхідних та вихідних параметрів. До складу автоматичної системи стабілізації прогину входять датчик прогину, компенсатор нелінійності стріли прогину розкату в середині міжклітьового проміжку та пропорційно-інтегральний регулятор з обмеженням керуючого впливу. Вхідними параметрами автоматичної системи стабілізації прогину є уставка прогину розкату та стріла прогину розкату в середині міжклітьового проміжку, вихідним змінює швидкості обертання валків, яка корегує уставку системи керування швидкістю обертання валків.

На підставі аналітичного опису отримано структуру моделі системи керування швидкістю обертання валків (рис. 2.10), яка приймає в якості вхідних параметрів уставку швидкості обертання валків, уставку прогину розкату, стрілу прогину розкату в середині міжклітьового проміжку, момент прокатки.



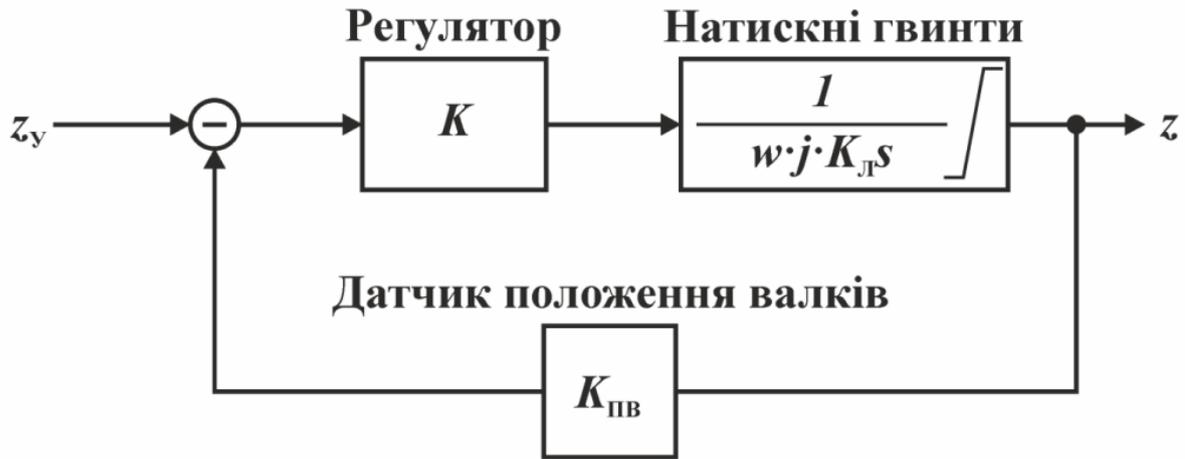
Рисунок 2.10 – Структура моделі системи керування швидкістю обертання валків

На підставі вхідних параметрів та налаштувань формується швидкість обертання валків. Налаштування моделі реалізуються, як її внутрішні значення. До них відносяться передавальне число редуктора, параметри електродвигуна, тиристорного перетворювача, датчиків швидкості і струму.

На базі наведеної структури розроблено модель системи керування швидкістю обертання валків, яка відповідає уточненій структурі моделі двохклітьового стану і задовольняє цілям дослідження. Вхідні і вихідні параметри моделі узгоджені з вхідними та вихідними параметрами кліті та міжклітьового проміжку. При моделюванні процесу прокатки з натягом уставка прогину розкату дорівнюється нулю.

Раніше розглянуті моделі двохклітьового стану не враховують можливості оперативного керування обтиском розкату та не мають у своєму складі систем керування нажиними гвинтами [2, 20, 49]. Аналіз технологічних інструкцій [31, 32] показав, що на даний час більшість таких систем побудовано на базі асинхронного електроприводу. У таких системах електропривод через редуктор обертає натискні гвинти, а положення гвинтів визначається за допомогою датчиків кута повороту валу. Динаміка електроприводу не робить значного впливу на обертання гвинтів, так як час перехідного процесу виникає при пуску електроприводу на порядок менший часу обертання гвинтів. У зв'язку, з цим модель може бути представлена у вигляді інтегруючої ланки з обмеженням рівня, а система керування побудована на базі пропорційного регулятора (рис. 2.11). На підставі аналітичного опису отримано модель системи керування натискними гвинтами (рис. 2.12), яка приймає в якості вхідного параметра уставку висоти зазору між валками. На підставі вхідного параметра і налаштування формується висота зазору між валками. Налаштування моделі реалізуються, як її внутрішні значення. До них відносяться коефіцієнт посилення регулятора, швидкість обертання електроприводу, передавальне число редуктора, коефіцієнт переходу до

лінійної швидкості обертання валків, коефіцієнт передачі датчика положення валків.



z_y – уставка висоти зазору між валками, K – коефіцієнт посилення регулятора, w – швидкість обертання електроприводу, j – передавальне число редуктора, $K_{\text{Л}}$ – коефіцієнт переходу до лінійної швидкості переміщення валків, $K_{\text{ПВ}}$ – коефіцієнт передачі датчика положення валків, z – висота зазору між валками.

Рисунок 2.11 – Структурна схема системи керування натискними гвинтами



Рисунок 2.12 – Структура системи керування натискними гвинтами

На базі наведеної структури розроблено модель системи керування натискними гвинтами для моделі двохклітьового стану, яка дозволяє виконувати оперативне керування зазором між валками.

2.3 Розробка програмної моделі двохклітьового стану

Використовуючи запропоновані математичні моделі розроблено програмну модель двохклітьового стану в графічному середовищі імітаційного моделювання Simulink математичного пакета MATLAB [8, 11, 42] (рис. 2.13). Відмінною особливістю розробленої моделі є перехід від графічно-блокової реалізації з використанням тільки стандартних елементів Simulink до комбінованої, коли більшість обчислень реалізуються за допомогою підпрограм на мові MATLAB.

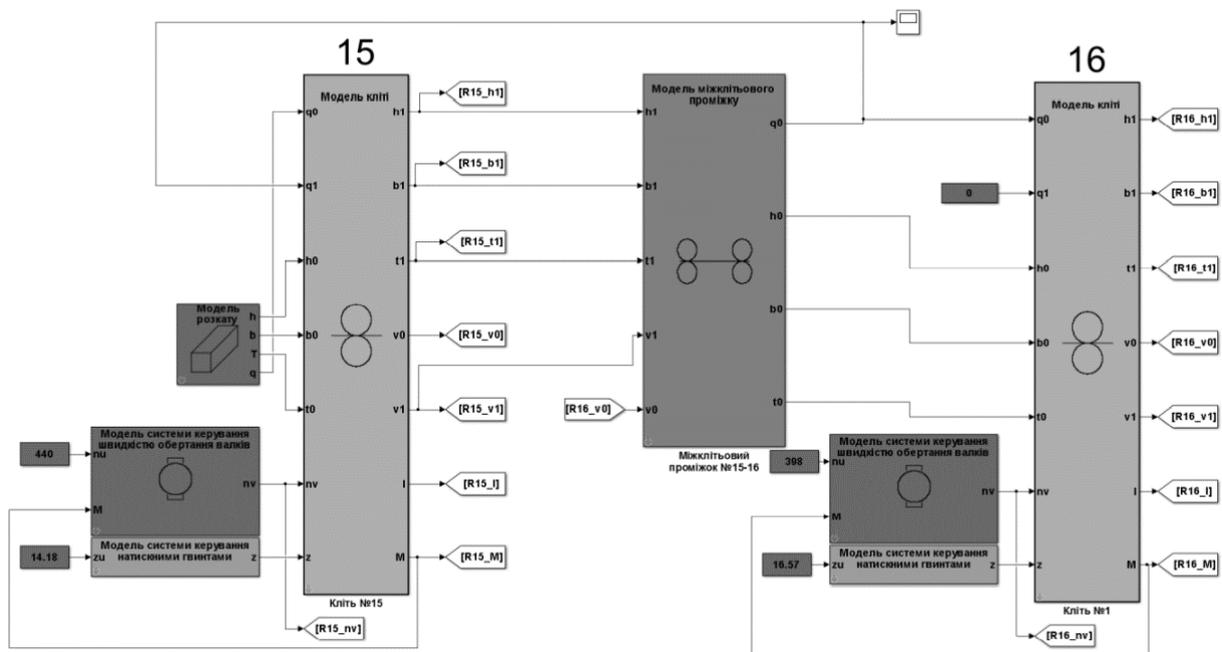


Рисунок 2.13 – Програмна модель двохклітьового стану

Дане рішення надає прозорості математичним обчисленням, спрощує реалізацію моделі та її налагодження, дозволяє значно зменшити час моделювання, за рахунок одноразової компіляції підпрограм до виконавчого коду. Крім того, цей підхід дозволяє переносити отримані моделі на стандартні мови програмування для використання їх при розробці комерційних продуктів.

Моделювання починається з розрахунку параметрів розкату на вході в стан (Б1), після чого визначаються параметри скоротного режиму прокатки (Б2)

та режиму обтиску (Б3) першої кліті. Далі моделюються процес обробки металу тиском на гладкій бочці (Б4) та кантування і транспортування його до другої кліті (Б5). Порядок дій в другій кліті співпадає з першою кліттю (Б6||Б7◇Б8). Моделювання виконується відповідно до обраного часу (Б9).

2.4 Методика дослідження формування профілю прокату

Відомо, що на формування профілю прокату, тобто його геометричних розмірів [5, 13, 17, 23] впливає форма калібрів, величина обтиснення і встановлений швидкісний режимом прокатки. На прокатному стані перші два параметра визначаються станом валків і налаштуванням кліті при усталеному режимі прокатки. Дані параметри при прокатці на протязі 10-15 хвилин є статичними, а їх вплив рівномірно розподілено по всій довжині прокату. При прокатці з прогином регулювання швидкості прокатки здійснюється автоматичною системою стабілізації прогину. Якщо система не може бути встановлена через конструктивні особливості стану або поперечну жорсткість профілерозміру прокату налаштування швидкісного режиму виконується оператором стану. Таким чином, на формування профілю прокату найбільший вплив виявляє встановлений швидкісний режим прокатки. Автоматична система стабілізації прогину не дозволяє задавати довільну неузгодженість швидкості обертання валків для зміни режиму прокатки, тому дослідження впливу налаштувань виконано в режимі прокатки з натягом. На першому етапі дослідження виконано налаштування моделі чистової групи клітей і перевірка правильності її функціонування. Далі за рахунок зміни швидкості обертання валків, останньої кліті чистової групи, розраховано поправочний коефіцієнт розширення та отримані геометричні розміри прокату. Зміна налаштувань виконана таким чином, що б різноширинність прокату досягла гранично допустимого відхилення, і не відбувалося петлювання його заднього кінця. В процесі моделювання зареєстровано швидкості розкату, його геометричні

розміри і довжину в усіх клітях. За описаної методики отримано дані для оцінки впливу неузгодженості швидкісного режиму сформованого кожної кліті чистової групи. По отриманим даним побудовано профілеграми прокату, за якими виконано аналіз закономірностей формування різноширинностей його передньому та задньому кінцях. В результаті аналізу встановлені аналітичні моделі оцінки максимальної довжини різноширинностей.

2.5 Висновки

1. Різноширинність на передньому кінці прокату формується за рахунок перехідних процесів, які проходять в системі керування швидкістю обертання валків. Основний вплив на її формування здійснюють останні два міжклітьових проміжку чистової групи клітей. Довжина різноширинності є пропорційною добутку некомпенсованої сталої часу контуру швидкості обертання валків на лінійну швидкість прокату на виході випускної кліті
2. Різноширинність на задньому кінці прокату формується в момент прокатки заднього кінця розкату без натягу. Основний вплив на формування різноширинності здійснюють останні три кліті чистової групи. Довжина різноширинності визначається як більше значення довжин останніх трьох міжклітьових проміжків помножене на коефіцієнти витяжок клітей розташованих за кожним з них.
3. Регулювання довжини прокату на його середній ділянці, довжина якої розраховується, як різниця загальної довжини і суми довжин передньої ділянки пропорційної добутку некомпенсованої сталої часу контуру швидкості обертання валків на лінійну швидкість прокату на виході випускної кліті і задньої ділянки яка визначається як більше значення довжин останніх трьох міжклітьових проміжків помножене на коефіцієнти витяжок клітей розташованих за кожним з них, забезпечує підвищення точності керування довжиною прокату і збільшення виходу мірної продукції.

3. МОДЕЛЬ ТЕХНОЛОГІЧНОГО НАВАНТАЖЕННЯ

Закон зміни моменту статичного опору є функцією повороту робочих валків, але з метою спрощення розрахунків може бути представлений функцією часу. Звичайно його приймають у вигляді кусочно-лінійною, синусоїдальною або експонентною функціями.

У ході дипломного проектування вибрана експонентна функція наростання моменту прокатки, що, крім монотонності, повніше відбиває характер навантаження, тому що для станів гарячої прокатки після закінчення заповнення вогнища деформації металом навантаження, внаслідок ефекту зовнішніх зон, продовжує якийсь час рости [3].

$$M_{PP} = M_{CT}(1 - e^{-\alpha t}); [\text{Н} \times \text{м}] \quad (3.1)$$

де $M_{CT}=7000$ Нм – момент прокатки в сталій стадії,
 $\alpha \approx 2.5/u = 0.0167$ - параметр заповнення вогнища деформації,
 $u=150 \text{ с}^{-1}$ – швидкість заповнення вогнища деформації.

$$M_{PP} = 7000(1 - e^{-0.0167t}).$$

Для комп'ютерного моделювання в середовищі MATLAB 6.0 розроблена модель технологічного навантаження. Для більшої адекватності в модель включена завада у вигляді «білого шуму», що в дійсності відбиває вплив нерівномірного прогріву заготовок на момент прокатки.

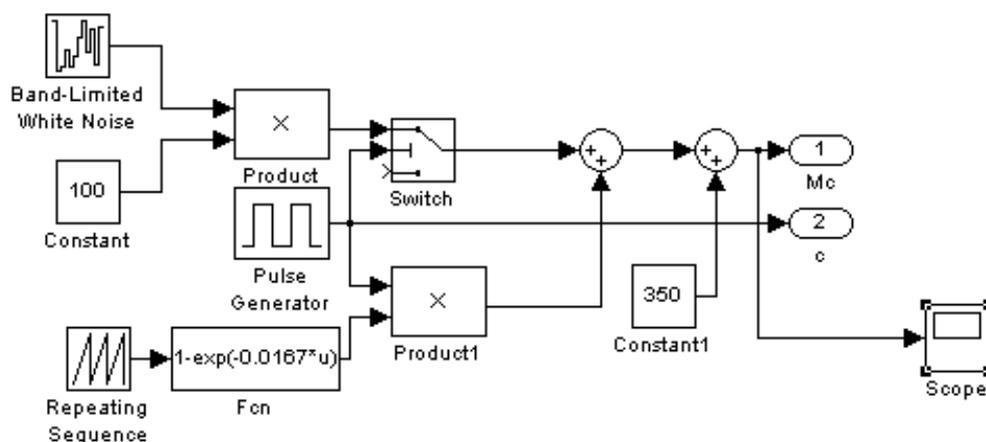


Рисунок 3.1. Модель технологічного навантаження

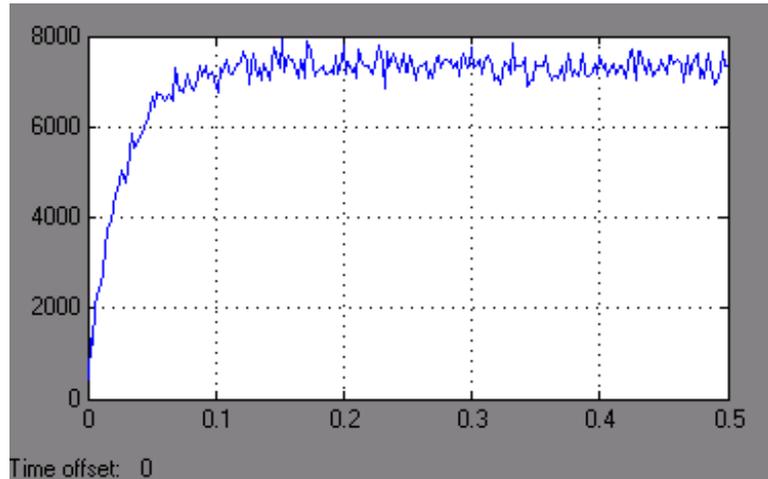


Рисунок 3.2. Зміна моменту прокатки в часі.

3.1. Модель прокатної кліті

Теоретичні й експериментальні дослідження динаміки металургійного обладнання, у тому числі й прокатних станів, були узагальнені в [4].

Структура й властивості головних приводних ліній прокатних станів цілком визначаються на стадії проектування й залежать від наявності доступних методів динамічного аналізу й синтезу механізмів, на підставі яких конструктор міг би знайти й використовувати близькі до оптимального за критеріями найбільшої надійності схемні й конструктивні рішення. Недостатня обґрунтованість застосовуваних на стадії проектування рішень веде до тяжких наслідків.

У зв'язку із цим, останнім часом значна увага приділяється створенню й розвитку методів синтезу машин з оптимальними параметрами. У цьому напрямку суттєве значення має моделювання динамічних характеристик, при якому реальна машина подається її динамічною моделлю, що включає зосереджені маси, з'єднані пружними зв'язками й елементами демпфування. Модель може приймати вид ланцюгової, розгалуженої або замкнутої системи.

При аналізі динамічних завдань, у більшості випадків обмежуються розглядом абсолютно твердої механічної трансмісії головного приводу. При

цьому з аналізу випадає перехідний процес механічних коливань пружного моменту в головній лінії й резонансні явища, пов'язані зі збігом частот зовнішніх збурювань і власних частот механічних коливань трансмісії.

Приводна лінія прокатної кліти, з погляду динамічного аналізу є складною багаточасовою системою з розподіленими параметрами, що виконує обертові рухи. Звичайним прийомом, застосовуваним для аналізу таких систем є заміна системи з розподіленими параметрами, системою із зосередженими параметрами, характеризуючими моментами інерції мас J_i і піддатливістю пружних зв'язків e_i (або міцністю зв'язків c_i)

$$c_i = 1/e_i ; \quad (3.1)$$

Таке подання приводних ліній дозволяє розглядати їх як багатомасові системи з дискретними параметрами, у яких положення кожної маси визначається однією кутовою координатою, а число ступенів свободи дорівнює числу мас.

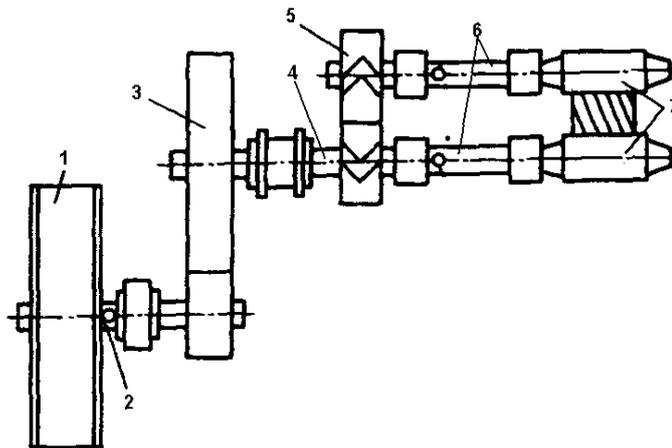


Рисунок 3.3. Система з розподіленими параметрами

- 1 – двигун; 2 –приводний вал; 3 –редуктор; 4 – кінцевий вал редуктора;
5 – шестерна кліть; 6 – шпиндель; 7 –валкова система.

Застосовують різні приклади спрощення моделі для складання еквівалентної розрахункової схеми. Кількість ступенів свободи, якими мусять володіти розрахункова еквівалентна схема приводу, визначається рядом власних частот спрощеної системи, так і спектром частот можливих збурювань. Звичайно досить зберегти перші три нижчі власні частоти, тобто розрахункові схеми варто спрощувати до одно-, дво- або три-масових. [10].

У таблиці 3.1 наведені значення моментів інерції виділених мас.

Таблиця 3.1 - Значення моментів інерції виділених мас.

№	Найменування	позначення	Одиниці виміру	Довжина
1	Діаметр приводного вала	$d_{ПВ}$	м	0,180
2	Довжина приводного вала	$l_{ПВ}$	м	0,655
3	Діаметр кінцевого вала редуктора	d_P	м	0,238
4	Довжина кінцевого вала редуктора	l_P	м	0,615
5	Діаметр шпинделя	$d_{Ш}$	м	0,333
6	Довжина шпинделя	$l_{Ш}$	м	2,1 2,9
7	Модуль зсуву (сталь)	σ	МН× м	8×10^4
8	Момент інерції двигуна	$J_{ДВ}$	кг× м ²	48
9	Момент інерції редуктора (наведений)	J_P	кг× м ²	37,5
10	Момент інерції шпинделя (наведений)	$J_{Ш}$	кг× м ²	11
11	Момент інерції навантаження з валками (наведений.)	J_H	кг× м ²	83
12	Момент інерції валків (наведений.)	J_B	кг× м ²	0.9
13	Передавальне число редуктора	i_P		1,12
14	Допустимий зазор у з'єднаннях шпинделя	$\Delta\varphi_3$	радий	0,06
15	Допустимий зазор у редукторі	$\Delta\varphi_3$	радий	0,03

До одномасової моделі із закладенням зводяться лінії безредукторного приводу в які момент інерції вала двигуна значно перевершує моменти інерції інших обертових мас. Двомасова модель може представляти безредукторний привід, у якому момент інерції вала двигуна й валкової системи одного порядку. Тримасова модель застосовується при описі редукторного приводу, у якій середня маса представляє зубчасті колеса редуктора.

Таблиця 3.2 - Твердість пружних елементів механізмів приводу.

	Пружний елемент	Розрахункова формула
1	Циліндрична ділянка вала	$C = \frac{\sigma \pi d^4}{32l}$ σ - модуль зсуву d - діаметр l - довжина
2	Шпонкове й шліцове з'єднання	$C = k_{ш} d^2 l h z$ $k_{ш}$ - коефіцієнт d - діаметр l - довжина з'єднання h - висота z - кількість на валу
3	Зубчаста передача	$C = k_3 R^2 b$ k_3 – коефіцієнт приведення R - радіус початкової окружності b - ширина вінця

Визначимо твердість шпинделя (наведену до вала двигуна)

$$C_{ш} = \frac{\sigma \pi d_{ш}^4}{32 l_{ш} i_p^2} ; [\text{Н} \times \text{м}] \quad (3.2)$$

$$C_{ш} = \frac{8 \times 10^{10} \times 3,14 \times (0,333)^4}{32 \times 2,1 \times (1,12)^2} = 3,66 \times 10^7$$

Визначимо твердість приводного вала

$$C_{не} = \frac{\sigma \pi d_{ПВ}^4}{32 l_{ПВ}} ; [\text{Н} \times \text{м}] \quad (3.3)$$

$$C_{не} = \frac{8 \times 10^{10} \times 3,14 \times (0,18)^4}{32 \times 0,655} = 1,25 \times 10^7$$

Визначимо твердість кінцевого вала (приведеного до вала двигуна)

$$C_p = \frac{\sigma \pi d_p^4}{32 l_p i_p^2} ; [\text{Н} \times \text{м}] \quad (3.4)$$

$$C_p = \frac{8 \times 10^{10} \times 3,14 \times (0,238)^4}{32 \times 0,615 \times (1,12)^2} = 3,2 \times 10^7$$

Перша маса містить момент інерції двигуна:

$$J_1 = J_{ДВ} = 48 \text{ кг} \times \text{м}^2.$$

Друга маса містить моменти інерції редуктора, шестерінчатої кліті й шпинделя. Момент інерції шпинделя входить у другу й третю масу, відповідно до правила переносу центра мас.

$$J_2 = J_p + J_{ШК} + J_{Ш} ; [\text{кг} \times \text{м}^2] \quad (3.5)$$

$$J_2 = 37,5 + 11 = 48,5$$

Третя маса містить моменти інерції навантаження з валками й шпинделя

$$J_3 = J_H + J_{Ш} ; [\text{кг} \times \text{м}^2] \quad (3.6)$$

$$J_3 = 83 + 11 = 94$$

Визначимо твердість зв'язку першої й другої мас.

$$C_{12} = \frac{C_{ПВ} C_p}{C_{ПВ} + C_p} ; [\text{Н} \times \text{м}]. \quad (3.7)$$

$$C_{12} = \frac{1,25 \times 10^7 \times 3,2 \times 10^7}{1,25 \times 10^7 + 3,2 \times 10^7} = 8,9 \times 10^6$$

Визначимо твердість зв'язку другої до третьої маси

$$C_{23} = 2C_{ш} = 2 \times 3,66 \times 10^7 = 7,32 \times 10^7 \text{ Н} \times \text{м}.$$

Значення моментів інерції й міцності зв'язку тримасової системи

Таблиця 3.3

$J_1 \text{ кг} \times \text{м}^2$	$C_{12} \text{ Н} \times \text{м}$	$J_2 \text{ кг} \times \text{м}^2$	$C_{23} \text{ Н} \times \text{м}$	$J_3 \text{ кг} \times \text{м}^2$
48	$8,9 \times 10^6$	48,5	$7,32 \times 10^7$	94

Повна система диференціальних рівнянь, що описують рух розрахункової тримасової системи головної приводної лінії кліті має вигляд:

$$\left. \begin{aligned} J_1 \frac{d\omega_1}{dt} &= M_{iD} - \dot{I}_{12} \\ J_2 \frac{d\omega_2}{dt} &= M_{12} - \dot{I}_{23} \\ J_3 \frac{d\omega_3}{dt} &= M_{\dot{A}\dot{A}} - \dot{I}_{23} \\ \frac{dM_{iD}}{dt} &= \alpha M_{CT} \times e^{-\alpha t} \\ \frac{dM_{\dot{A}\dot{A}}}{dt} &= \frac{1}{\dot{O}_y} (\beta(\omega_0 - \omega_3) - \dot{I}_{\dot{A}\dot{A}}) \end{aligned} \right\} ; \quad (3.8)$$

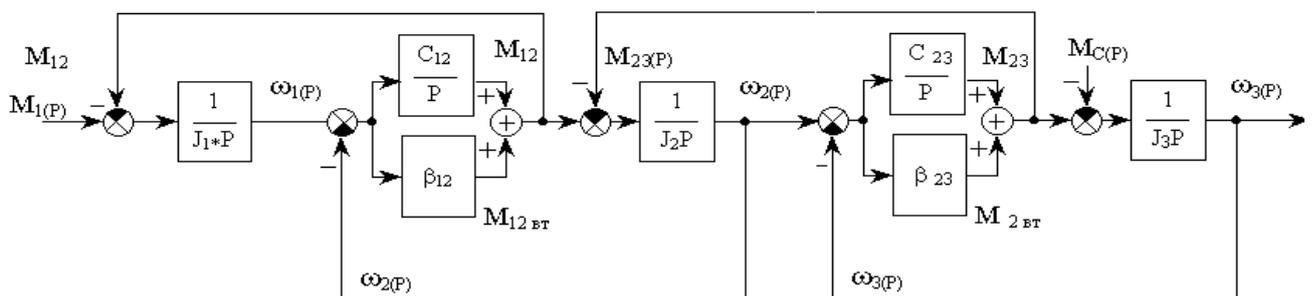


Рисунок 3.4. Тримасова система із зосередженими параметрами

Характеристичне рівняння тримасової пружної системи без урахування внутрішнього в'язкого демпфування:

$$p \left(p^4 + \frac{C_{12}J_3(J_1 + J_2) + C_{23}J_1(J_2 + J_3)}{J_1J_2J_3} \right) = 0; \quad (3.9)$$

$$p_1 = 0 \quad p_{2,3} = \pm j \sqrt{\frac{a}{2} \left(1 - \sqrt{1 - \frac{2b}{a^2}} \right)} \quad p_{4,5} = \pm j \sqrt{\frac{a}{2} \left(1 + \sqrt{1 - \frac{2b}{a^2}} \right)}$$

де

$$a = \frac{c_{12}J_3(J_1 + J_2) + c_{23}J_1(J_2 + J_3)}{J_1J_2J_3} \quad (3.10)$$

$$a = 2,3 \cdot 10^6$$

$$b = \frac{c_{12}c_{23}(J_1 + J_2 + J_3)}{J_1J_2J_3} \quad (3.11)$$

$$b = 1,85 \cdot 10^{11}$$

Аналіз коренів показує, що при всіх реальних з'єднаннях параметрів підкореневі вирази являють собою дійсні позитивні числа.

Отже ,

$$p_1 = 0 \quad p_{2,3} = \pm j\Omega_1 \quad p_{4,5} = \pm j\Omega_2$$

Корені характеристичного рівняння свідчать про те, що система може бути подана у вигляді послідовного з'єднання інтегруючої ланки й двох консервативних коливальних ланок з резонансними частотами коливань Ω_1 і Ω_2 .

Вирішивши біквдратне рівняння, одержимо корінь характеристичного рівняння:

$$p_1 = 0;$$

$$p_{23} = \pm j\Omega_1 = \pm j \cdot 202;$$

$$p_{34} = \pm j\Omega_2 = \pm j \cdot 1503;$$

Визначимо коефіцієнт внутрішнього грузлого тертя:

$$\beta = \frac{\lambda \times C}{\pi \times \Omega}; \quad \beta_{12} = \frac{C_{12}\lambda_{12}}{\pi\Omega_1} \quad \beta_{23} = \frac{C_{23}\lambda_{23}}{\pi\Omega_2} \quad (3.12)$$

де $\lambda = 0.1 \dots 0.03$ —логарифмічний декремент внутрішніх сил в'язкого тертя;

Ω - резонансна частота ;

$$\beta_{12} = \frac{0.15 \times 8,9 \cdot 10^6}{3.14 \times 202} = 2105$$

$$\beta_{23} = \frac{0.15 \times 7,32 \cdot 10^7}{3.14 \times 1503} = 2327$$

Визначимо частоти власних коливань парціальних ланок:

$$\Omega_{01} = \sqrt{\frac{C_{12}}{J_1}} = \sqrt{\frac{8,9 \cdot 10^6}{480}} = 136.2;$$

$$\Omega_{02} = \sqrt{\frac{C_{12} + C_{23}}{J_2}} = \sqrt{\frac{8,9 \cdot 10^6 + 7,32 \cdot 10^7}{48,5}} = 1301.1;$$

$$\Omega_{03} = \sqrt{\frac{C_{23}}{J_3}} = \sqrt{\frac{7,32 \cdot 10^7}{94}} = 8825.$$

Для моделювання в середовищі MATLAB 6.0 розроблена модель прокатної кліті, що враховує зміну моментів інерції мас на холостому ході й при захопленні заготівлі. Поряд з величинами, розподілом моментів інерції й пружностей системи приводу врахована реакція системи на зовнішні збурювання, обумовлена величинами зазорів у з'єднаннях трансмісії.

Під час пуску двигуна (пуск без навантаження) і роботи на холостому ході через незначну величину моменту інерції валкової системи в порівнянні з моментами інерції двигуна й шестерінчастої кліті в місці тримасової визнаємо можливим представити кліть у вигляді двомасової пружної системи.

Перша маса містить момент інерції двигуна:

$$J_{1X} = J_{ДВ} = 48 \text{ кг} \times \text{м}^2.$$

Друга маса містить моменти інерції редуктора, шестерінчастої кліті й шпинделі.

$$J_{2X} = J_P + J_{Ш} = 37,5 + 11 = 48,5 \text{ кг} \times \text{м}^2.$$

Знайдемо твердість зв'язку першої й другої мас.

$$C_{12X} = \frac{C_{ПВ}C_P}{C_{ПВ} + C_P} = \frac{1,25 \times 10^7 \times 3,2 \times 10^7}{1,25 \times 10^7 + 3,2 \times 10^7} = 8,9 \times 10^6 \text{ Н} \times \text{м}.$$

Таблиця 2.6 - Значення моментів інерції й міцності зв'язку тримасової системи.

$J_{1X} \text{ кг} \times \text{м}^2$	$C_{12X} \text{ Н} \times \text{м}$	$J_{2X} \text{ кг} \times \text{м}^2$
480	$8,9 \times 10^6$	48,5

Пружні моменти M_{12} і M_{23} визначаються кутами повороту сусідніх мас φ_i і величиною зазору δ_i :

$$M_{12} = \begin{cases} 0 \\ C_{12} \times (\varphi_3 - \varphi_2 - \delta_1 \text{sign}(\varphi_2 - \varphi_1)) \end{cases} \quad (3.13)$$

$$M_{23} = \begin{cases} 0 \\ C_{23} \times (\varphi_3 - \varphi_2 - \delta_2 \text{sign}(\varphi_3 - \varphi_2)) \end{cases}$$

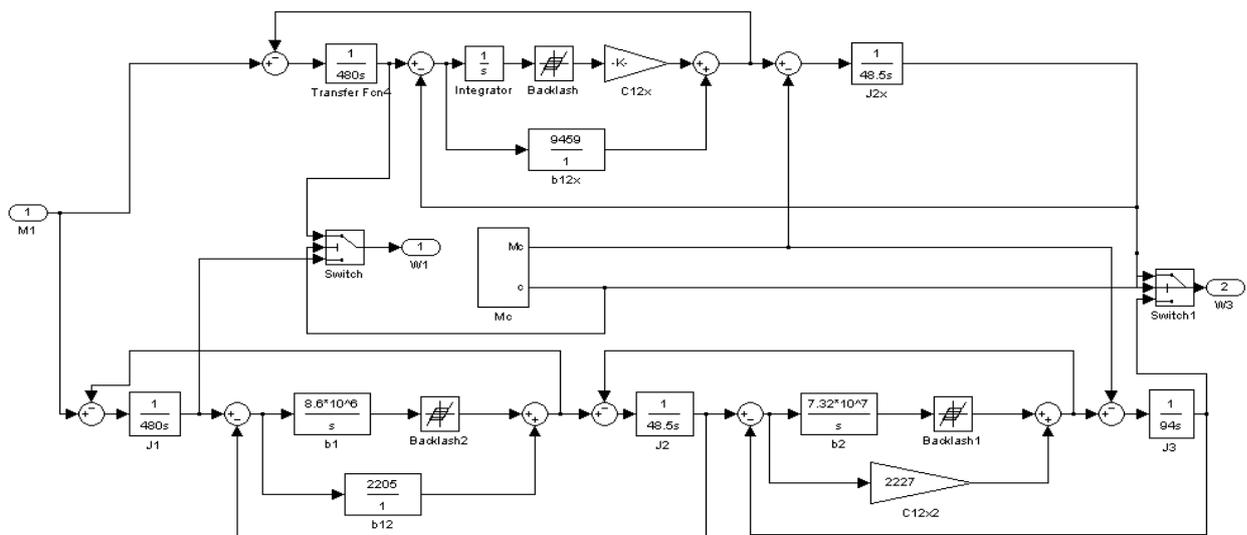


Рисунок 3.5. Модель прокатної кліти.

На першому етапі, у процесі розгону синхронізуючий сигнал «З» з моделі технологічного навантаження фіксує перемикачі Switch і Switch1 у верхнім положенні, при цьому модель прокатної кліти має двомасову структуру. При захопленні заготівлі (збільшення M_c) синхронізуючий сигнал «З» переводить перемикачі Switch і Switch1 у нижнє за схемою положення при цьому модель прокатної кліти перетворюється в тримасову.

3.2. Модель петлеутворення

При безперервному прокаті, коли метал перебуває одночасно в декількох клітках, коливання швидкості може привести як до порушення технологічного процесу, так і до зниження якості продукції. Тому для безперервних станів розробляють спеціальні двигуни з низьким ударним падінням швидкості (з підвищеним маховим моментом) і малою індуктивністю якоря для того, щоб забезпечити співвідношення $T_M > 4 \cdot T_{\Sigma}$. Габарити таких двигунів, природно більші, ніж двигунів нормального виконання, що змушує вирішити це завдання за допомогою розробки швидкодіючої системи регулювання швидкості.

Узгодження швидкостей між клітками стану забезпечується застосуванням у системах електропривода автоматичних регуляторів струму, швидкості, напруги, ЕРС, петлі й ін.

На високих швидкостях важко забезпечити узгодження груп клітей за швидкістю. Для полегшення цього завдання й зниження вимог до динаміки системи регулювання вводиться система регулювання петлі між клітками й групами клітей. При широкому сортаменті безперервних сортових станів і високій швидкості прокатки регулювання петлі ускладнюється через малу величину припустимої петлі при відносно малій відстані між клітками. При регулюванні петлі важливо забезпечити систему надійно працюючими безконтактними датчиками величини петлі.

При прокатці профілю з невеликою товщиною можна прийняти, що утворення петлі не супроводжується появою напруг стиску в металі. У випадку прокатки твердих фасонних профілів утворення петлі супроводжується появою в металі стискаючих напруг і прокатка відбувається з підпором. Така петля має стійкість при цілком певних її розмірах. Практично вважається, що при прокатці фасонних профілів на мілкосортних станах стріла стійкої петлі не перевищує 0.1 відстані між клітками. Утворення петлі між клітками відбувається у випадку, коли швидкість виходу металу з попередньої кліті $v_{вих i}$ більша

швидкості входу металу в наступну кліть $v_{\text{вх}i+1}$. Різниця Δl_{Π} між довжиною петлі металу l й відстанню між осями суміжних валків, що виходить за рахунок різниці швидкостей $v_{\text{вх}i}$ і $v_{\text{вх}i+1}$:

$$\Delta l_{\Pi} = \frac{\pi \cdot D \cdot (1+s)}{60} \cdot \int_0^{t_l} \left(n_i - \frac{n_{i+1}}{\lambda_{i+1}} \right) dt + \Delta l_H$$

де $D = D_i = D_{i+1}$;

$s = s_i = s_{i+1}$;

$t_l = \frac{l}{v_{\text{вх}i+1}}$ - час проходження перетином відстані l ;

Δl_H - різниця між довжиною петлі й відстанню між осями суміжних валків при заході в наступну кліть.

Вимоги до динаміки системи регулювання довжини петлі значно нижчі, ніж при регулюванні мінімального натягу.

Для комп'ютерного моделювання в середовищі MATLAB 6.0 розроблена модель петлі.

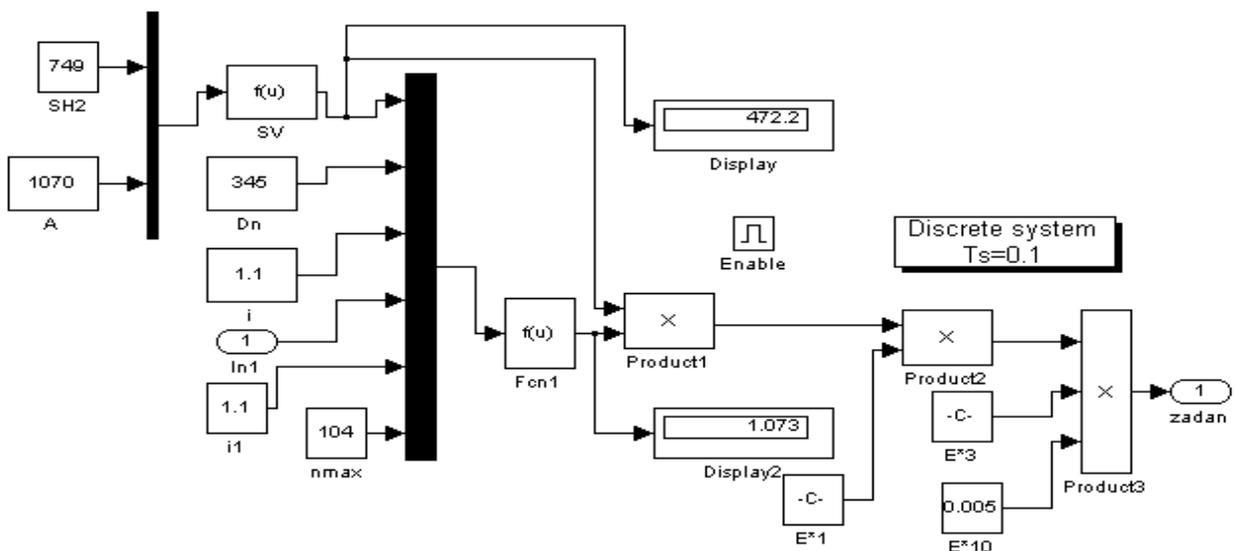


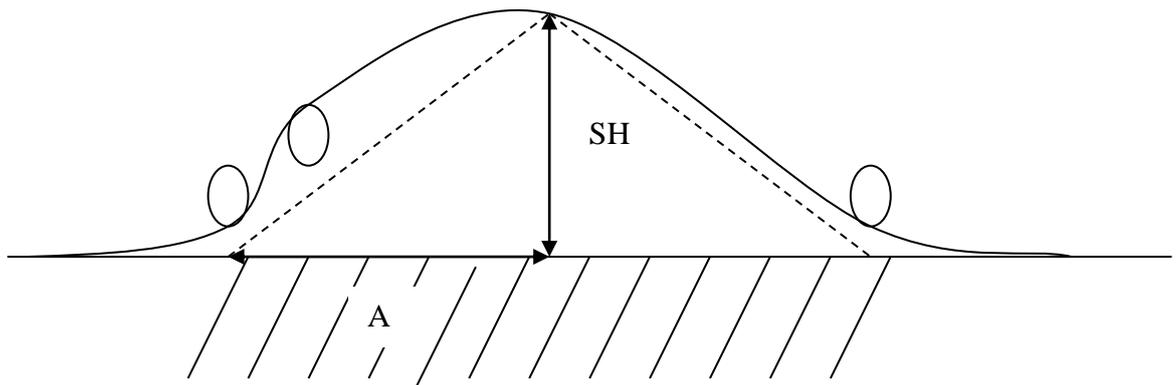
Рисунок 3.6. Модель петлі.

Розрахунок подовження петлі залежно від її висоти. (SV)

SH - висота петлі (істинна від дельти або задана)

A - відстань від середини стола до виштовхувача

SV – довжина петлі (істинна або задана)



$$SV = (\sqrt{A^2 + SH^2} - A) * 2$$

Розрахунок коефіцієнта, що нормує (F_{cn1})

F_{KN} - номінальний нормуючий коефіцієнт

DN - номінальний діаметр валка

DA_{KT} - діаметр валка від REF

UN - номінальне передавальне число редуктора

UA_{KT} - активне передавальне число редуктора

FA_{KT} - фактичний нормуючий коефіцієнт

$$FA_{KT} = F_{KN} * \frac{DN}{DA_{KT}} * \frac{UA_{KT}}{UN}$$

Нормуючий коефіцієнт являється коефіцієнтом перетворення різниці заданої та істинної довжини петлі, в додаткові оберти на привід.

3.3 Модель електропривода прокатної кліти й петлі

Системи двозонного регулювання застосовуються для електроприводів, керування швидкістю обертання яких задається як зміною напруги на якорі, так і зміною потоку збудження. Для забезпечення нормальних енергетичних показників електропривода регулювання швидкості в межах від нуля до основної створюються при номінальному потоці збудження тільки за рахунок

зміни напруги якоря, а в діапазоні зміни швидкості вище основної регулювання здійснюється зміни потоку збудження при номінальній напрузі або ЕРС якоря.

Автоматичний поділ зазначених двох зон регулювання щонайкраще виконується в системах із залежним керуванням потоком збудження двигуна, у яких регулювання струму збудження здійснюється у функції сполучного параметра - напруги або ЕРС двигуна. Завдяки застосуванню астатичного регулювання зміна потоку збудження в повному діапазоні відбувається при незмінному значенні об'єднуючого параметра. При виборі об'єднуючого параметра перевагу звичайно віддають ЕРС двигуна, оскільки в цьому випадку забезпечуються більш високі енергетичні параметри установки.

Сказане легко пояснити, розглянувши режим прикладення статичного моменту у двократно інтегруючій системі двозонного регулювання швидкості. Якщо як сполучний параметр використовується ЕРС двигуна, то відновлення швидкості буде за рахунок збільшення ЕРС перетворювача, що живить якорь двигуна, при незмінному потоці збудження. У випадку регулювання струму збудження у функції напруги двигуна останнє буде підтримуватися за рахунок збільшення ЕРС перетворювача на величину, меншу, ніж у першому випадку, а компенсація спадання напруги в якорі двигуна відбудеться за рахунок відповідного ослаблення потоку. Таким чином, у другому випадку двигун навантажений статичним моментом, буде працювати при меншому потоці, тобто з більшим струмом якоря, і при більш зарегульованому перетворювачі.

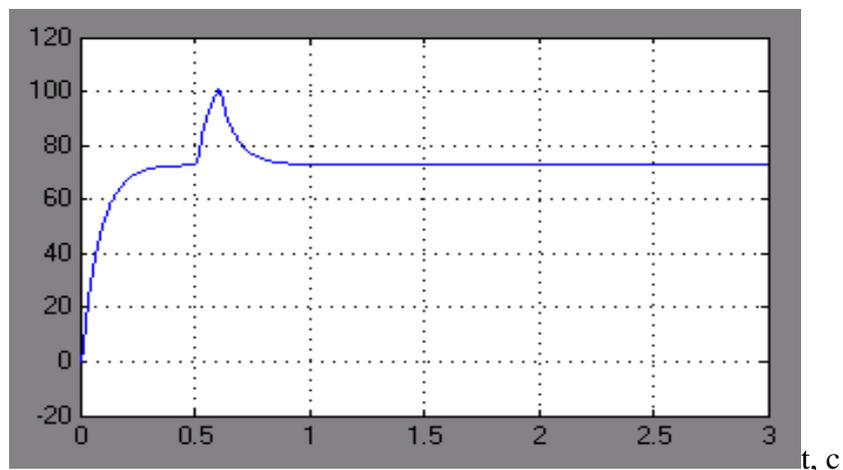


Рисунок 3.7 Графік зміни швидкості

3.4 Синтез системи керування

Системи двозонного регулювання застосовуються для електроприводів, керування швидкістю обертання яких виробляється як зміною напругою на якорі, так і зміною потоку порушення. Для забезпечення нормальних енергетичних показників електропривода регулювання швидкості в межах від нуля до основної відбувається при номінальному потоці збудження тільки за рахунок зміни напруги якоря, а в діапазоні зміни швидкості вище основного регулювання здійснюється зміною потоку збудження при номінальній напрузі або ЕРС якоря.

Автоматичний поділ зазначених двох зон регулювання щонайкраще виконується в системах із залежним керуванням потоком збудження двигуна, у яких регулювання струму збудження здійснюється у функції сполучного параметра - напруги або ЕРС двигуна. Завдяки застосуванню астатичного регулювання зміна потоку збудження в повному діапазоні відбувається при незмінному значенні сполучного параметра. При виборі об'єднуючого параметра перевагу звичайно віддають ЕРС двигуна, оскільки в цьому випадку забезпечуються більш високі енергетичні параметри установки.

3.4.1. Розрахунок регулятора струму якоря в режимі безперервного струму.

Бажана передавальна функція розімкненого контуру струму з урахуванням неединичного зворотного зв'язку:

$$W(p) = \frac{1/K_T}{a_T T_\mu p (T_\mu p + 1)}; \quad (3.14)$$

де $K_T = \frac{I_z}{I_H} = \frac{10}{1940} = 0.0051$ - коефіцієнт зворотного зв'язку за струмом якоря;

$T_\mu = 0.005$ с – некомпенсуюча мала постійна часу;

$a_T = 2$ - співвідношення постійних часу контуру струму (модульний оптимум).

Передавальна функція об'єкта регулювання (без обліку внутрішнього зворотного зв'язку по ЕРС двигуна).

Фізичною передумовою для такого допущення є та обставина, що для більшості промислових електроприводів потужністю більше 100 кВт у силу значної інерційності каналу зворотного зв'язку по ЕРС двигуна поведінка струму якоря в перехідному режимі визначається в основному зміною ЕРС тиристорного перетворювача й мало залежить від ЕРС двигуна.

$$W_{o.p.}(p) = \frac{K1/R_{\Sigma}}{(T_{II}p + 1)(T_{\Sigma}p + 1)}; \quad (3.15)$$

де $R_E=0.112$ Ом - опір силового ланцюга якоря;

$T_E=0.0144$ с - постійна часу силового ланцюга якоря;

$T_{II}=0.004\dots 0.01$ с - постійна часу тиристорного перетворювача;

$K1=0.1E_{d0}=76$ – коефіцієнт підсилення тиристорного перетворювача.

Визначаємо налагодження інтегрального регулятора струму (ПІ-РС), що дозволяє одержати будь-які попередньо задані параметри контуру струму.

Його передавальна функція:

$$W_{P.T}(p) = k_{II} + \frac{1}{T_{II}p}; \quad (3.16)$$

де k_{II} , T_{II} , – відповідно коефіцієнт пропорційної частини й постійні часу інтегрування.

Налаштування обчислюються по формулах:

$$T_i = \frac{K1K_T T_{M1}}{R_{\Sigma}}; [с] \quad (3.17)$$

$$T_i = \frac{76 \times 0.0051 \times 0.35}{0.112} = 1.211 \text{ с.}$$

$$k_{II} = \frac{T_{M1}}{T_{II}}. \quad (3.18)$$

$$k_{II} = \frac{0.35}{1.211} = 0.289.$$

3.4.2 Розрахунок регулятора струму в зоні переривчастого струму

Погіршення динамічних властивостей у режимі переривчастого струму виражається в значному затягуванні перехідного процесу в зоні переривчастих струмів через некомпенсоване збільшення еквівалентного опору якірного ланцюга.

Для поліпшення динаміки використовується адаптивний регулятор струму з нелінійною характеристикою, що характеризується різними передаточними функціями в режимах переривчастого й безперервного струмів. Для поділу зон роботи регулятора використовується спеціальний датчик, реагуючий на переривання струму.

Як вже відзначалось, у режимі переривчастого струму якірний ланцюг з перетворювачем може бути описаний передавальною функцією:

$$W(p) = \frac{K1}{R'_A(T_\mu p + 1)}; \quad (3.19)$$

де $K1 = 76$ - коефіцієнт підсилення тиристорного перетворювача якоря;

$R'_A = f(\lambda)$ - еквівалентний опір якірного ланцюга (є параметром у функції відносної тривалості протікання струму) і значно перевищує R_E .

Передавальна функція регулятора струму, що забезпечує таку ж динаміку, яка задана в режимі безперервного струму, визначається з виразу:

$$W_{PT}(p) \frac{K_T K1}{R'_A(T_\mu p + 1)} = \frac{1}{2T_\mu p(1 + T_\mu p)};$$

звідки визначено:

$$W_{PT}(p) = \frac{R'_A}{K_T \times K1 \times 2T_\mu p}.$$

Регулятор струму повинен бути інтегральним зі змінної постійної часу, що залежить від значення R'_A .

Оскільки R'_A пов'язано зі скважністю струму, запропонована ключова схема, що змінює структуру з ПІ-регулятора на І-регулятор із частотою й скважністю, що відповідає скважності струму в переривчастому режимі.

У нелінійному регуляторі струму збільшення R'_A компенсується збільшенням коефіцієнта підсилення регулятора струму.

$$T_{\dot{E}} = \frac{K_T \times K_I \times 2T_\mu R'_A}{R'_Y} = \frac{0.0051 \times 76 \times 2 \times 0.005 \times 1.12}{1.12} = 0,0039 \text{ с.}$$

3.4.3 Розрахунок відносної похибки регулювання, перерегулювання і похідної струму

Розглянемо режим відпрацьовування стрибка завдання струму $I_3 = U_{3.C} / K_C$ на вході контуру, не з огляду на дії ЕРС двигуна.

Рівняння для струму двигуна в операторній формі в цьому випадку має вигляд:

$$I(p) = \frac{I_C}{T_N p (T_\mu p + 1) + 1}; \quad (3.20)$$

Перейшовши до оригіналу одержуємо:

$$I(t) = I_3 \left(1 - \sqrt{2} \times e^{-\frac{t}{T_T}} \times \sin\left(\frac{t}{T_T} + \frac{\pi}{4}\right) \right); \quad (3.21)$$

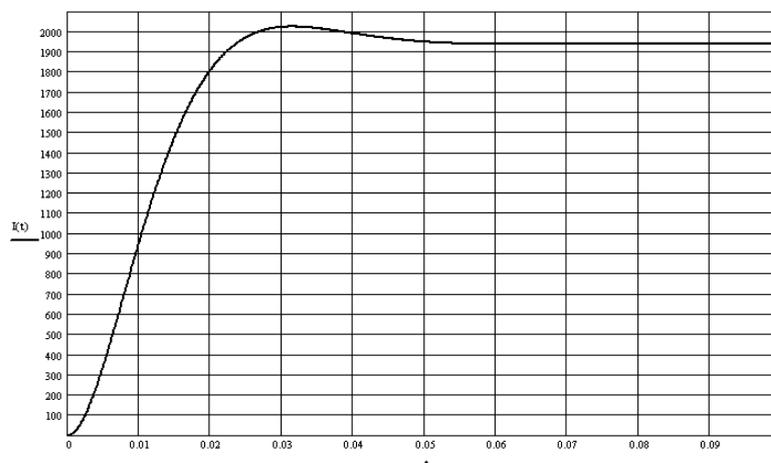


Рисунок 3.9 Зміна струму при стрибку завдання на вході регулятора струму

Похідна струму

$$\frac{d}{dt} I(t) \rightarrow I_z \cdot \left(\frac{\sqrt{2}}{T_t} \cdot \exp\left(\frac{-t}{T_t}\right) \cdot \sin\left(\frac{t}{T_t} + \frac{1}{4} \cdot \pi\right) - \sqrt{2} \cdot \exp\left(\frac{-t}{T_t}\right) \cdot \frac{\cos\left(\frac{t}{T_t} + \frac{1}{4} \cdot \pi\right)}{T_t} \right); \quad (3.22)$$

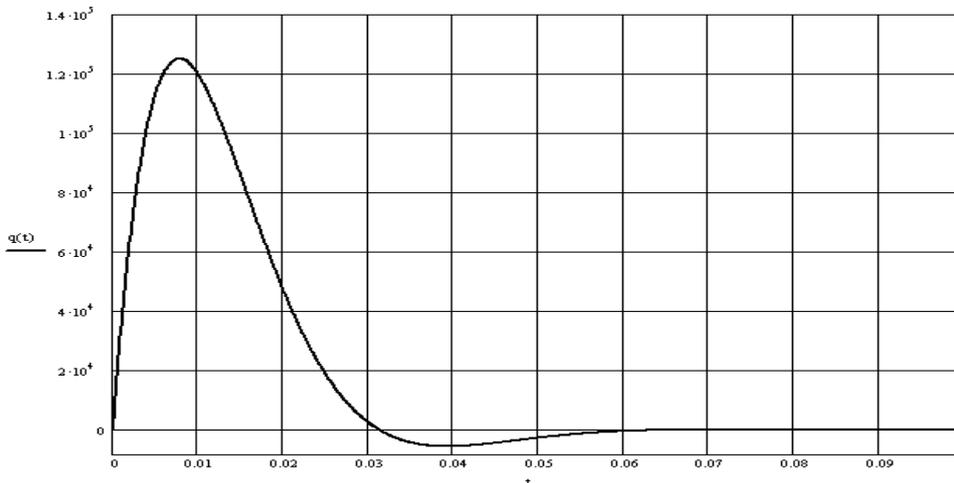


Рисунок 3.10 Зміна похідної струму при стрибку завдання на вході регулятора струму

Прирівнявши похідну струму нулю, знайдемо:

$$\frac{t_{01}}{T_t} = \pi$$

де $t_{01}=0.0314$ с - момент часу, що відповідає першому максимуму струму.

Отже, максимальне значення струму дорівнює:

$$I_{MAX} = I_3 \times (1 + e^{-\pi}) = 2025 \text{ А.}$$

Перерегулювання струму двигуна:

$$\delta j \% = \frac{I_{MAX} - I_3}{I_3} \times 100 = 4.42\% .$$

Для визначення максимальної величини похідній струму знайдемо другу похідну струму й застосуємо аналогічний метод:

$$\frac{d^2i}{dt^2} = \frac{4I_3}{\sqrt{2}T_T^2} \times e^{-\frac{t}{T_T}} \times \sin\left(\frac{\pi}{4} - \frac{t}{T_T}\right); \quad (3.23)$$

$$\frac{t_{02}}{T_T} = \frac{\pi}{4}$$

де $t_{02}=0.0079$ с - момент часу, що відповідає першому максимуму похідній струму.

$$\left(\frac{di}{dt}\right)_{MAX} = \frac{\sqrt{2}I_3}{T_T} \times e^{-\frac{\pi}{4}} = 0.64 \times \frac{1940}{0.01} = 145 \text{ кА/с}$$

$145 \text{ кА/с} < 400 \text{ кА/с}$ - отже немає необхідності в обмеженні у швидкості наростання струму.

Відносна похибка регулювання струму:

$$\frac{\Delta I}{I_{MAX}} = \frac{1}{1 + \frac{T_M}{T_T}} = \frac{1}{1 + 35} = 0.028 = 2.8\% .$$

Перевіримо контур струму на стійкість по діаграмі Боде. Для цього складемо структурну схему контуру струму:

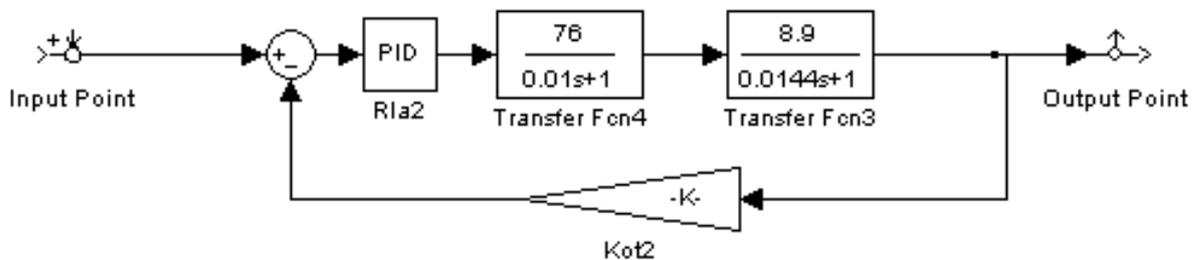
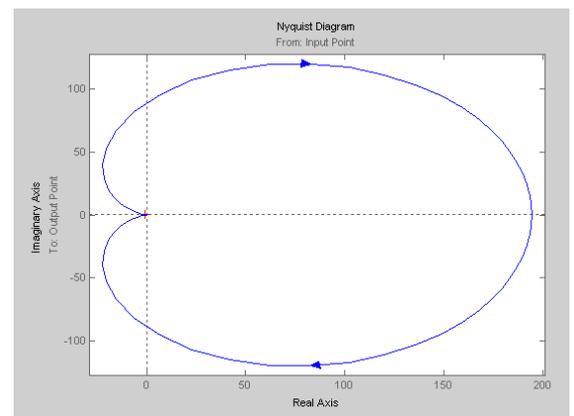
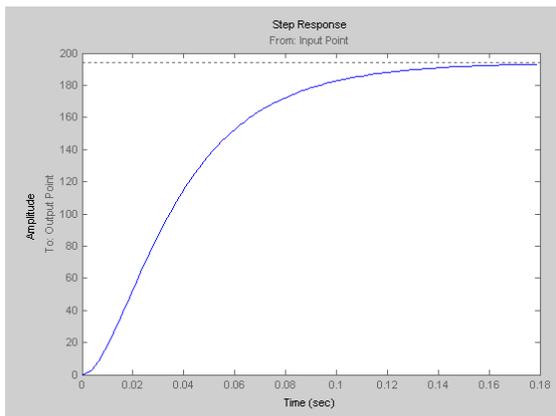
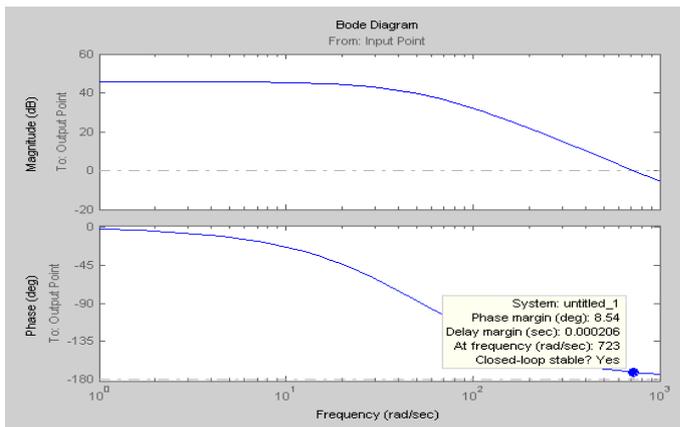


Рисунок 3.10 Контур струму

Перехідні процеси, реалізовані в середовищі MATLAB 6.0





3.4.4 Розрахунок параметрів регулятора швидкості

Стандартне налаштування контуру регулювання швидкості на модульний оптимум широко використовуються на практиці у зв'язку із простотою технічної реалізації й сприятливим для більшості електроприводів характером протікання перехідних процесів. Однак, точність регулювання може бути нижчою, ніж у розімкненій системі електропривода, і не задовольняти заданим вимогам. У цих випадках в багатоконтурних уніфікованих структурах регулювання необхідно виконувати збільшення порядку астатизму системи стосовно впливу навантаження.

Одним з можливих шляхів збільшення точності регулювання швидкості при змінах навантаження є доповнення двоконтурної системи регулювання швидкості, що налагоджений на модульний оптимум, другим контуром регулювання швидкості, налагодженим так само, як і перший.

Забезпечити астатизм за навантаженням при регулюванні швидкості можна без застосування другого контуру регулювання швидкості шляхом налагодження двоконтурної системи на симетричний оптимум. Для реалізації цього шляху при послідовній корекції контуру регулювання швидкості задаються бажаною передаточною функцією розімкненого контуру у вигляді:

$$W(p) = \frac{1 + 8T_{\mu}p}{8T_{\mu}p} \times \frac{1/K_c}{4T_{\mu}p(2T_{\mu}p + 1)}; \quad (3.24)$$

де $T_\mu = 0.01$ - постійна часу контуру струму;

$$K_C = \frac{U_{3C}}{\omega_{MAX}} = \frac{10}{104} = 0.096 - \text{коефіцієнт зворотного зв'язку за швидкістю.}$$

Передавальна функція об'єкта регулювання:

$$W_{OP}(p) = \frac{1/K_T}{2T_\mu p(T_\mu p + 1) + 1} \times \frac{c}{J_\Sigma p}; \quad (3.25)$$

Практика налагодження регульованих електроприводів показує, що без великої похибки для оцінки якості регулювання в знаменнику (1.80) можна відкинути член другого порядку, при цьому:

$$W_{OP}(p) = \frac{1/K_T}{2T_\mu p + 1} \times \frac{c}{J_\Sigma p}. \quad (3.26)$$

Передатна функція регулятора швидкості:

$$W(p) = \frac{K_T \times J_\Sigma}{K_C \times c} \times \frac{1 + 8T_\mu p}{32T_\mu^2 p} = \frac{1 + T_K p}{T_H p}; \quad (3.27)$$

Отримано передатну функцію Пі-регулятора швидкості.

$$T_H = \frac{32 \times T_\mu^2 \times K_C \times c}{K_T \times J_\Sigma}; [c] \quad (3.28)$$

$$T_H = \frac{32 \times 0.0001 \times 0.096 \times 4.28}{0.0051 \times 622,5} = 0.000414 \text{ с.}$$

$$T_K = 8T_\mu = 8 \times 0.01 = 0.08 \text{ с.}$$

$$K_\Pi = \frac{T_K}{T_H} = \frac{0.08}{0.000414} = 193.$$

Зображення помилки регулювання при змінах керуючого впливу в такій системі:

$$\Delta\omega_{3c}(p) = \frac{\omega_{03c}(p) \times 32T_{\mu}^2 p^2 (2T_{\mu}p + 1)}{32T_{\mu}^2 p^2 (2T_{\mu}p + 1) + 8T_{\mu}p + 1}. \quad (3.29)$$

Рівняння (1.84) показує, що завдяки астатизму другого порядку стала динамічна помилка в режимі лінійного наростання завдання $\omega_0 = \varepsilon_3 t$ відсутній із цієї причини двоконтурну систему з Пі-регулюванням швидкості називають дворазово-інтегруючою системою й застосовують у тих випадках, коли важливо мати високу точність відпрацювання змін сигналу завдання й збурювання.

Перевіримо контур швидкості на стійкість по діаграмі Боде. Для цього складемо структурну схему контур струму:

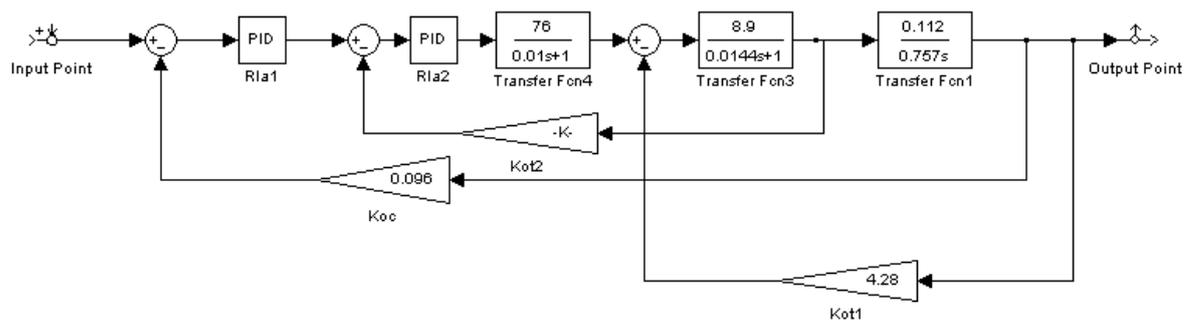
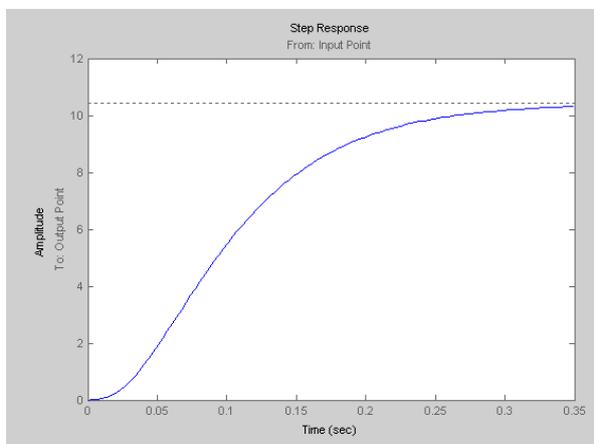
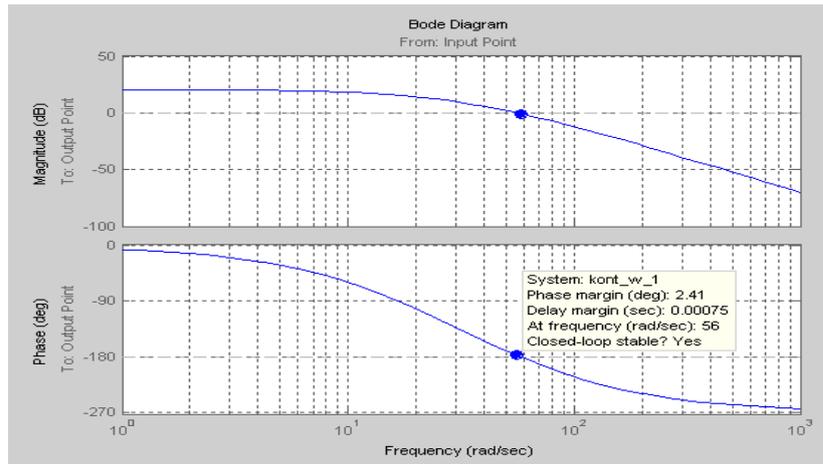
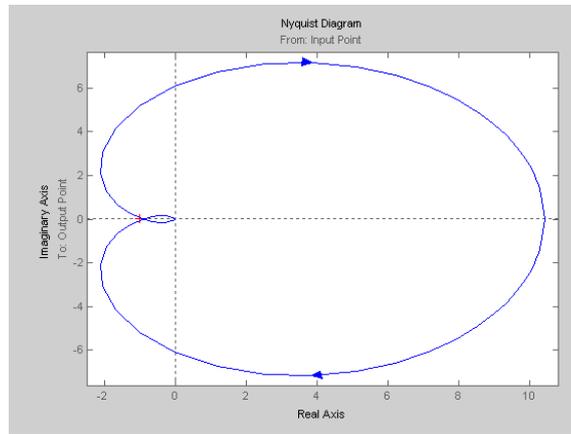


Рисунок 3.11 Контур швидкості

Перехідні процеси, реалізовані в середовищі MATLAB 6.0





3.4.5 Розрахунок параметрів регулятора струму збудження

Передавальна функція об'єкта регулювання:

$$W_{OP}(p) = \frac{K_2(T_{BT}p + 1)}{R_B(T_{B\Sigma}p + 1)(T_{II}p + 1)}; \quad (3.30)$$

де $K_2 = 0.15 \times U_B = 0.15 \times 220 = 33$ – коефіцієнт підсилення тиристорного перетворювача ланцюга збудження;

$T_{BC} = 0.0939$ с - постійна часу контуру вихрових струмів;

$T_{B\Sigma} = T_B + T_{BC} = 0.0939 + 0.939 = 1,033$ с - сумарна постійна часу ланцюга збудження;

$T_{II} = 0.005$ с - постійна часу тиристорного перетворювача ланцюга збудження.

Бажана передавальна функція контуру:

$$W(p) = \frac{(T_{BT}p + 1) / K_B}{a_T T_\mu p (T_\mu p + 1)}; \quad (3.31)$$

де $K_{\zeta} = \frac{I_{CA}}{I_{AH}} = \frac{15}{56} = 0.268$ - коефіцієнт зворотного зв'язку по струму

збудження;

$T_{\mu} = 0.005$ с – некомпенсуюча мала постійна часу;

$a_T = 2$ - співвідношення постійних часу контуру струму (модульний оптимум);

$T_{C3} = a_T T_{\mu} = 0.01$ с - постійна часу контуру струму збудження.

Включення аперіодичної ланки з постійної часу T_{BT} у канал зворотного зв'язку контуру струму збудження забезпечує форсування струму, необхідну для компенсації аперіодичної ланки з такою ж постійною часу в контурі ЕРС.

Передавальна функція регулятора струму збудження:

$$W(p) = \frac{R_B (T_{B\Sigma} p + 1)}{a_T K_2 K_B T_{\mu} p}; \quad (3.32)$$

Одержали ПІ-регулятор струму збудження.

$$T_{II} = \frac{a_T K_2 K_B T_{\mu}}{R_B} = \frac{2 \times 33 \times 0.268 \times 0.005}{4.046} = 0.0218 \text{ с};$$

$$K_{II} = \frac{T_{B\Sigma}}{T_{II}} = \frac{1.033}{0.0218} = 47,4.$$

Передаточна функція замкненого контуру регулювання струму збудження має вигляд:

$$W_3(p) = \frac{T_{BT} p + 1}{K_B (a_T T_{\mu} p (T_{\mu} p + 1) + 1)}. \quad (3.33)$$

3.4.6 Розрахунок параметрів регулятора ЕРС

Передавальна функція об'єкта регулювання

$$W_{OP}(p) = \frac{T_{BT} p + 1}{K_B (a_T T_{\mu} p (T_{\mu} p + 1) + 1)} \times \frac{K_3}{T_{BT} p + 1};$$

$$W_{OP}(p) = \frac{K_3}{K_B (a_T T_{\mu} p + 1)}; \quad (3.34)$$

де $K_3 = K_{\Phi} \times K_E \times \omega$ - коефіцієнт підсилення;

$K_{\Phi}=\Delta\Phi/\Delta I_B$ – коефіцієнт нахилу кривої намагнічування;

$K_E=0.05$ – конструктивна постійна двигуна.

Бажана передавальна функція:

$$W(p) = \frac{(T_{Я}p + 1)/K_H}{a_{Э}T_{ТВ}p(T_{ТВ}p + 1)}; \quad (3.35)$$

Залежність коефіцієнта K_3 від швидкості обертання спричиняється нелінійність контуру регулювання ЕРС. Внаслідок цього передавальна функція регулятора ЕРС відповідає оптимальному налагодженню контуру лише при одному певному («налаштованому») значенні швидкості обертання. Для всіх інших значень швидкості налагодження контуру регулювання ЕРС буде відрізнятись від оптимальної. При чому при збільшенні швидкості коливання контуру регулювання ЕРС зростає, тому оптимальне налагодження контуру звичайно роблять при максимальній швидкості обертання тобто для

$$K_3 = K_{\Phi} \times K_E \times \omega_{\max}.$$

У цьому випадку для всіх інших значень швидкості обертання ступінь коливання контуру регулювання ЕРС буде нижче.

Передавальна функція регулятора ЕРС(Пі-регулятор):

$$W(p) = \frac{(T_{Я}p + 1)K_B}{a_{Э}T_{ТВ}K_3K_H p}; \quad (3.36)$$

де $K_H = E_3/E_H = 15/557 = 0.026$ - коефіцієнт зворотного зв'язку по ЕРС;

a_E – співвідношення постійних часу контуру регулювання ЕРС.

Визначимо параметр a_E виходячи з умови одержання перерегулювання ЕРС не більше 10%, тобто $\delta E = 0.1$.

Час розгону приводу до номінальної швидкості при $M = M_{xx}$ відповідно до технологічних вимог не більше шести секунд.

$T_S = T_{ТВ} + T_{Я} = 0.01 + 0.004 = 0.014$ с - сумарна постійна часу контуру збудження;

$$a_{\dot{A}} = \frac{\delta \dot{A} \times t_{\dot{I}}}{D \times \dot{Q}_s} = \frac{0.1 \times 307}{5.8} = 4.3.$$

$$K_3 = K_{\Phi} \times K_E \times \omega_{\max} = 0.9 \times 0.05 \times 104 = 4.7.$$

Параметри Пі-регулятора ЕРС:

$$T_{II} = \frac{a_{\text{э}} T_{TB} K_3 K_H}{K_B} = \frac{4.3 \times 0.01 \times 4.7 \times 0.026}{0.268} = 0.024 \text{ с.}$$

$$K_{II} = \frac{T_{\text{я}}}{T_{II}} = \frac{0.004}{0.024} = 0.17 .$$

У приведеній роботі була розглянута розробка системи автоматизації діагностики стану обладнання та аналізу параметрів прокатних станів блюмінгу. Актуальність подібної системи не викликає сумнівів, оскільки, по-перше, важко переоцінити важливість металургійної промисловості для економіки сучасної України, по-друге, саме автоматизація технологічних процесів призводить до полегшення праці робітників відповідної галузі та до значного підвищення якості виробів та швидкості їх виробництва.

ВИСНОВКИ

Досвід оптимізації системи петлерегулювання показав, що при впровадженні у виробництво автоматизованих систем зростає ефективність виробництва, знижується собівартість продукції, підвищується її якість. Тому створення таких систем є дуже важливим і перспективним напрямком розвитку.

У ході виконання магістерської роботи одержані знання і навички по постановці задач керування, проектування функціональних схем прокатки металу і схем функціонування основних задач, проаналізований технологічний процес, вибрано структуру і тип системи, засоби автоматизації і описано функціональні схеми, надходження сигналів в і їхня обробка.

Оптимізація, що була проведена на об'єкті шляхом заміни електродвигуна і тиристорний перетворювач, дозволила збільшити продуктивність виробництва.

ЛИТЕРАТУРА

1. Металлургические мини-заводы: Монография / М 54 Смирнов А.Н., Сафонов В.М., Дорохова Л.В., Цупрун А.Ю. – Донецк: Норд-Пресс, 2005. – 469 с.
2. Минаев А.А. Совмещенные металлургические процессы: Монография – Донецк: Технопарк ДонГТУ УНИТЕХ, 2008. – 552 с.
3. Торопов А.С. и др. Охрана труда при монтаже технологического оборудования. М. Стройиздат, 1987 г. – 286 с.
4. Стан 390. Техническая документация
5. А. И. Целиков, П. И. Полухин, В. М. Гребеник и др. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3-х томах. Том 3. Машины и агрегаты для производства и отделки проката. Учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1988. – 680 с.
6. Розенберг Г.Ш., Мадорский Е.З. и др. Вибродиагностика Монография. / СПб.: ПЭИПК, 2003. – 284 с.
7. Кравченко В.М. Техническое обслуживание и диагностика промышленного оборудования. – Донецк: ООО Юго-Восток, Лтд, 2004. – 504 с.
8. Иориш Ю.И. Виброметрия М.: Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы, 1963. – 756 с.
9. Гольдин А.С. Вибрация роторных машин: – 2-е изд. исправл. – М.:Машиностроение, 2000 – 344 с.
10. Основы теории механических колебаний, Капранова А.Б., Зайцев А.И. – Ярославский государственный технический университет, 1999. – 112 с.
11. ГОСТ 20815-93 Машины электрические вращающиеся. Механическая вибрация некоторых видов машин с высотой оси вращения 56 мм и более. Измерение, оценка и допустимые значения.

- 12.ГОСТ ИСО 10816-1-97 Вибрация. Контроль состояния машин по результатам измерений вибрации на невращающихся частях. Часть 1. Общие требования.
- 13.Кравченко В.М., Сидоров В.А., Седуш В.Я. Техническое диагностирование механического оборудования: Учебник. – Донецк: ООО "Юго-Восток, Лтд", 2009. – 459 с.
- 14.Биргер И. А. Техническая диагностика. – М.: Машиностроение, 1978. – 240 с.
- 15.Артоболевский И. И., Бобровницкий Ю. Н., Генкин М. Д. Введение в акустическую диагностику машин. – М.: Наука, 1979. – 296 с.
- 16.Голуб Е. С., Мадорский Е. З., Розенберг Г.Ш. Диагностирование судовых технических средств: Справочник. – М.: Транспорт, 1993. – 150 с.
- 17.Коллакот Р. А. Диагностирование механического оборудования. – Л.: Судостроение, 1980. – 281 с.
- 18.Борисенко В. Ф., Сидоров В. А., Мельник А. А. Подходы к оценке состояния электромеханических систем / Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Електротехніка і енергетика, випуск 79. – Донецьк: ДонНТУ, 2004. – С. 23–26.
- 19.Ловчиновский Э. В., Вагин В. С. Эксплуатационные свойства металлургических машин. – М.: Металлургия, 1986. – 160 с.
- 20.Патон Б.Е., О состоянии работ в Украине по технической диагностике промышленного оборудования, конструкций и сооружений. Доклад на 3-м расширенном заседании Технического комитета по технической диагностике и неразрушающему контролю (ТК-78) 27 мая 1999 г. Направление Техническая диагностика // Техническая диагностика и неразрушающий контроль, 1999, №3. – С. 66-68.
- 21.В.В. Веренев, В.И. Большаков, А.Ю. Путноки, А.А. Корень, С.В. Мацко. Диагностика и динамика прокатных станов. Монография. Днепропетровск: ІМА-пресс. – 2007. – 144 с.

- 22.ГОСТ 30265-95 Варисторы. Метод испытания импульсной электрической нагрузки.
- 23.ГОСТ 25275-82 Система стандартов по вибрации. Приборы для измерения вибрации вращающихся машин. Общие технические требования.
- 24.ГОСТ 4.304-85 Система показателей качества продукции. Аппаратура и приборы для измерения вибрации. Номенклатура показателей.
- 25.Дрейпер Ч. С., Маккей В., Лис С. Измерительные системы, Машгиз, 1960. – 784 с.
- 26.Ушаков А. А. Виброизмерительная аппаратура, Изд. ВВА им. Н. Е. Жуковского, 1948. – 288 с.
- 27.Klotter K. – Messung mechanischer Schwingungen, Berlin, 1943.
- 28.Messung mechanischer Schwingungen, Richtlinien VDI, 205—210, 1956.
- 29.Steuding H. Messung niechanischer Schwingungen, Berlin 1928.
- 30.Герике Б.Л., Абрамов И.Л., Герике П.Б. Вибродиагностика горных машин и оборудования. Учебное пособие / Кузбасский государственный технический университет 2007. – 168 с.
- 31.Седуш В. Я., Сидоров В. А., Ошовская Е. В. Контроль технического состояния металлургических машин по виброакустическим параметрам. Сб. научн. трудов. – Алчевск: ДГМИ, 2000. – Вып. 12. – С. 213–218.
- 32.Сидоров В. А., Куватов А. В., Куришева Е. П. Анализ временных реализаций вибрационного сигнала / Научно-технический и производственный сборник статей Вибрация машин: измерение, снижение, защита. – 2005. – № 2. – С. 10–14.
- 33.Основы анализа данных и поиска неисправностей. By Glenn D. White, DLI Engineering Corporation. Пер. с англ. – Шейняк И. Р. / под ред. Смирнова В. А. [Vibrashion.ru\Основы анализа.htm](http://Vibrashion.ru/Основы_анализа.htm)

34. Преобразование Фурье и классический цифровой спектральный анализ. Медведев С.Ю., к.ф., м.н. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.vibration.ru/preobraz...>
35. Электромеханические системы автоматизации стационарных установок (под общ. редакцией проф. Борисенко В.Ф.). – Донецк: ДонНТУ, НПФ МИДИЭЛ, – 2005. – 459 с.
36. Вэйвлеты в вибрационной динамике машин. А.И. Прыгунов [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.vibration.ru/wavelet...>
37. Добеши И. Десять лекций по вэйвлетам. Ижевск: НИЦ Регулярная и хаотическая динамика, 2001. – 464 с.
38. Диагностические параметры переходных процессов при оценке технического состояния электромеханических систем. Лытаев А.В., Сидоров В.А. // Автоматизація технологічних об'єктів та процесів / Матеріали XII Міжнародної науково-технічної конференції аспірантів і студентів. – Донецьк, ДонНТУ – 2012, с. 441-443.
39. Переходные процессы в электро-гидро-механических системах металлургических машин. Монография / Большаков В.И., Злобинский В.Е., Харлан Б.А., Цехнович Л.И., Яхно О.М. Днепропетровск: 2002. – 324 с.
40. Старт/Стоп – измерение и анализ вибрации на переходных режимах, ООО Инкотес [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://encotes.ru/...>

ДОДАТКИ

1 GENERAL INFORMATION ABOUT THE METAL ROLLING PROCESS

1.1. Trends in the development of metallurgy

Metallurgy is one of the oldest and most popular areas of human activity. Metal products are widely used in all spheres of society due to their mechanical properties, despite their relative high cost and manufacturing complexity. Practically all fundamental frameworks of machines, building structures, technological structures and common household appliances contain metal products, which are often the integral link without which the normal operation of the structure is fundamentally impossible.

Demand for metal products, which is constantly growing, significantly influenced the technology of obtaining metal blanks throughout the development of metallurgy. In the conditions of constantly increasing volumes of orders for high-quality metal for the needs of industry and construction, the management of metallurgical plants faced a number of tasks related to the improvement of the equipment of production shops, as well as the adoption of new, more advanced and economically feasible methods of production of high-quality metal.

Currently, in global metallurgical practice, it is customary to distinguish between full-cycle enterprises (metallurgical plants) and metallurgical mini-plants [1]. Enterprises of the full metallurgical cycle assume the release of finished products after passing through all stages of metal production, starting with the processing of iron-carbon raw materials (production of agglomerate), ending with the production of liquid iron in blast furnaces, steel production (mainly in oxygen converters), steel pouring, as well as systems of rolling mills for obtaining certain types of metal products. The main difference between metallurgical mini-plants and enterprises with a full cycle is the use of metal raw materials, mainly scrap metal. At the same time, the technological process of steel smelting is based on modern steel arc steel melting furnaces.

In addition to the creation of new mini-plants, works are continuously being carried out to reconstruct the production capacities of metallurgical plants with a full cycle [2], which, despite the wide possibilities of obtaining finished products, have a number of disadvantages. The latter include low flexibility of production in response to changes in customer requirements, significant energy costs, difficulty in coordinating the actions of various interconnected production shops, the need to maintain a large number of employees and, as a result, a significant increase in the cost of finished products. In this regard, in order to compensate for such shortcomings, measures are taken to improve the installed equipment or complete reconstruction of the existing technological chains at factories with a full cycle. The goals of such improvements are to increase the flexibility of production, reduce the influence of the human factor on technological processes, and, importantly, emphasize its positive qualities, namely: a large volume and high quality of finished products.

The technology of obtaining cast iron and steel, polished by years of practice, practically does not provide opportunities for large-scale modernization aimed at optimizing production. However, the production of cast blanks (blooms, slabs) is by no means the ultimate goal of metallurgy. The resulting castings are sent for further processing to the rolling mills, where the production of final products is already taking place - profiles of round and square sections, sheets, pipes. The rolling technology itself initially makes demands exclusively on the properties of the metal itself before, during and after rolling. Thus, there is a significant space for the emergence of new ideas regarding the introduction of more advanced and efficient chains of processing of cast blanks in production.

A modern rolling mill is a complex complex of various machines located in continuous lines up to 1000 m long or more, sometimes in three or more spans of the building (Fig. 1.1, 1.2). The total weight of the equipment of a large rolling mill exceeds 40 thousand tons. Rolling equipment is mainly machines with heavy beds or

frames with large rotating parts (rolls, spindles, rollers, shafts, gears), as well as parts that perform reverse translational movement along a complex trajectory [3].



Figure 1.1 – D oral continuous state

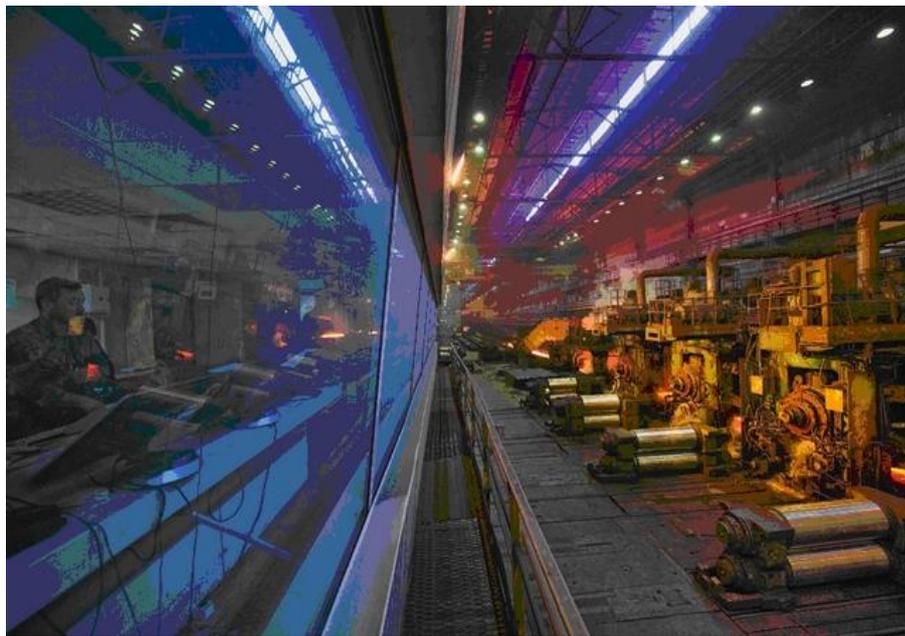


Figure 1.2 – Continuous sheet rolling

A high level of automation, as well as the use of advanced technologies, allows us to produce up to 120 tons of finished products per hour. All technological machines installed on the stand perform their irreplaceable function and are links of one big chain, which has its beginning at the loading area of blooms, where Pratzén cranes load cold blanks onto the loading grids, and ends at the areas of packaging and loading of finished rolled products .

The diagram of the state equipment location is shown in Fig. 1.3.

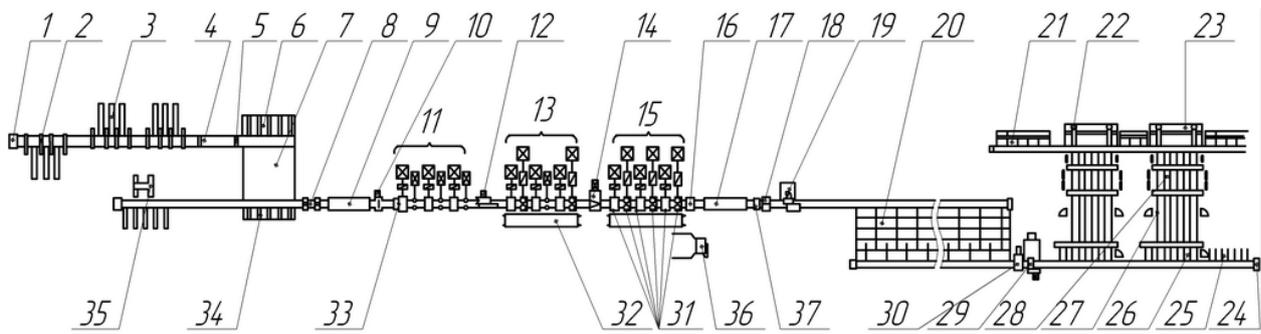


Figure 1.3 – Location diagram of rolling mill equipment:

- 1 – fixed stop; 2 – rack of blanks; 3 – loading grates;
 4 – roller conveyor scales; 5 - the lowering stop; 6 – pusher ; 7 – heating furnace; 8 –
 a device for hydraulic scalding; 9 – tunnel-thermostat;
 10 - traibaparar in front of the 1st cage; 11 – draft group of cells; 12 – crank -lever
 scissors; 13 – an intermediate group of cells; 14 - crank -lever scissors; 15 – a clean
 group of cages; 16 – device for measuring geometric dimensions; 17 – section of
 accelerated cooling; 18 – two-system scissors;
 19 - crank handle ; 20 – rail rack; 21 - bridge scales;
 22 - knitting machine; 23 – transverse conveyor; 24 - stationary stop;
 25 - accumulator of irregular bars; 26 - chain conveyor 1;
 27 - chain conveyor 2; 28 – dispenser; 29 - flying scissors of cold cutting; 30 - the
 right car; 31 – loop regulators ; 32 - devices for changing cages; 33 – tearing scissors;
 34 - a machine for removing blanks; 35 - pusher ; 36 - winder ; 37 - tribaparar

Rolling of varietal profiles at the camp is carried out in three groups of cages (Fig. 1.4):

- draft 11, consisting of one horizontal and one vertical cage 600, two horizontal and two vertical cages 440, with alternating horizontal and vertical cages in a group;
- intermediate 13, consisting of three horizontal and two combined cages 390, and one vertical cage 390; horizontal cages alternate with combined and vertical cages;
- finishing 15, consisting of two horizontal and four combined cages 390; horizontal cages alternate with combined ones.

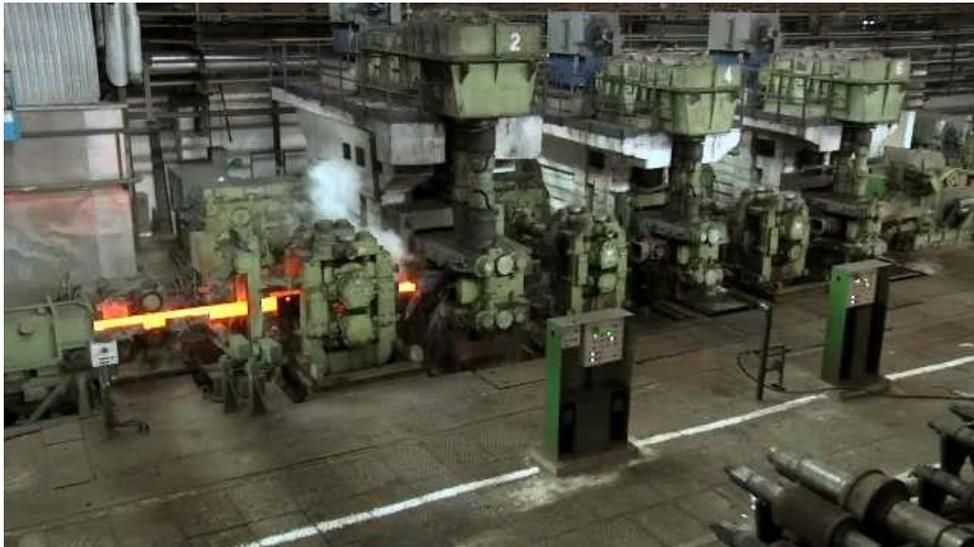


Figure 1.4 - Area of cages

In the rough and intermediate groups, rolling is carried out without a rolling edge with minimum tension between the cages, which is automatically supported by the minimum tension adjustment system.

On the crank -lever shears 12 and 14 (Fig. 1.5), after the rough and intermediate groups, the cutting of the front and, if necessary, the rear ends of the rolling, as well as emergency cutting into dimensional parts is carried out.



Figure 1.5 – Crank -lever shears

In the finishing group, rolling is carried out using a loop regulation system . The size of the loop is maintained automatically by loop regulators 31 (Fig. 1.6), which use pulses from photoelectric sensors of the loop position during operation.



Figure 1.6 - Loop regulator

Working cages that are not used in the rolling process are removed from the stream, and special chutes are installed in their place.

The finished rolled product, after controlling the geometric dimensions, is transported to the accelerated cooling unit 17, which provides a reduction and an increase in the strength properties of the metal.

In the production of profiles that are not subject to accelerated cooling, instead of sections of cooling pipes, corresponding sections of the roller conveyor are introduced into the state line.

The heat -strengthened or hot-rolled rolled product is fed by a triba device to two-system stop-start shears 18, on which it is cut into rods of a given length, which are transported to a cooler that is fed by a roller conveyor.

Braking of strips of finished rolled products is carried out on the receiving roller conveyor of the refrigerator by a system of double lifting valves (separating partitions and valves).

The refrigerator itself is a system of stepping rails 20, which transfer the cooled rolling stock in the transverse direction as the blanks arrive (Fig. 1.7).



Figure 1.7 - Refrigerator with stepping beams

After the rail rack, the rolled product enters the transfer device, on the assembly chains of which layers of rolled products are formed with a certain number of bars and the step of the layout, which are then transferred to the removal roller conveyor of the refrigerator.

The area of the cages is designed for rolling the following finishing profiles:

Small variety in bars:

Round steel	12...13...13 mm	GOST 2590-71
Tetrahedrons	12...29...29 mm.	GOST 2591-71
Hexagons	12...31...31 mm.	GOST 2879-69
Strips	6...28...28 x 30...120 mm	GOST 103-76

Small variety in riots

Round steel	12...50...50 mm	GOST 2590-71
Tetrahedrons	18...35...35 mm.	GOST 2591-71
Hexagons	18...38...38 mm.	GOST 2879-69
Medium grade		
Round steel	34...75...75 mm	GOST 2590-71
Tetrahedrons	30...65...65 mm.	GOST 2591-71

Hexagons	32...70...70 mm.	GOST 2879-69
Strips	20 x 90...18...18 x 120 mm	GOST 103-76

The area of cages is intended for rolling the following grades of steel:

- Bearing steel (GOST 801-78 (20%))
- Spring steel (GOST 14959-79 (10%))
- Alloy structural steel (GOST 4543-71 (35%))
- Cold-formed steel (GOST 10 702-78)

Rolled blanks according to DST 4693-77 are used as raw material. The maximum strength is 1200 MPa at +20 °C. The maximum yield strength at +20 °C is 800 MPa .

Small grade rolling, when the "head" of the workpiece passes through the sensor of the presence of the workpiece, the distribution arrow is turned on, which alternately directs the workpieces to both streams of the roller conveyor of the furnace-thermostat. Each roller conveyor has 51 rollers with an individual drive. The roller thermostat furnace can have two modes: manual and automatic. The mode is selected using a rocker switch. The manual mode of operation is intended for starting the roller conveyor of the furnace, as well as in case of an emergency. The motor rollers of the roller conveyor when working in pendulum mode change the direction of rotation every 1.5 revolutions. Control is carried out using a time relay.

Behind the roller conveyor of the thermostat furnace there are scissors, which provide the possibility of cutting the "head" of the rolled sheet. In addition, in the event of a disruption of the rolling process, there is a possibility of emergency cutting. Next, the metal enters the 1st intermediate group of cells of the fine line (cells 7F- 10F).

After passing through the first intermediate group of cages of the fine- grade line, the workpiece is fed to four crank shears, which provide cutting of the "head" and "tail" of the roll. The impulse for cutting is issued from the sensor for the presence of metal. Next, the roll goes to the second intermediate group of the fine- grade line (cells 11F -18F), and on the final group of cages of the small- grade line

(cages 19F- 24F) . Here, depending on the rolling program, automatically operating loop regulators or tables are used. The impulse to turn on the loop of the regulator behind the cage 19Fis supplied from the light barrier at the front end of the workpiece, and to turn it off from the light barrier at the rear end.

Table 1.1 - Technical parameters of small cages

Cell number	Gear ratio	Number range rpm ⁻¹
11F	4	230...840
12F	2.8	216...734
13F	2.8	220...854
14F	2.24	228...840
15F	2.5	235...725
16F	2.24	497...780
17F	2	236...862
18F	1.6	246...850
19F	1.4	228...900
20F	1.12	456...822
21F	1.12	226...878
22F	1:1,12	240...794
23F	1:1,12	215...904
24F	1:1,4	592...838

located behind the cage 24Fis used for calibrating rolled products with high profile accuracy requirements when rolling round and hexagonal steel. If exact tolerances are not required and other profiles are used, then the working cage of the calibrating unit is removed from the rolling stock and replaced with through wiring. After passing through the finishing group of cages, the workpiece enters the refrigerator area.

The design of technological process automation systems requires accounting for the structure of production processes and the features of parametric assessment of their quality. Therefore, a detailed analysis of the equipment and features of specific automated production is required.

1.2. The main technological operations of the rolling mill

The ingots enter the rolling mill after crystallization. Before rolling, the ingots are subjected to additional heating in the heating wells of the bloomery. After the heating is completed, the ingots are weighed before rolling, after which they are transported to groups of crimping cages. Blooming's main rolling line includes cages grouped into four groups: mill 1300 — the main drive mill, mill 900, mill 700 and mill 500. After rolling on mill 1300 and primary cleaning on 1250-ton shears, the rolling passes through two groups in turn cages: condition 900 (2 cages) and condition 700 (4 cages). Next, after cleaning the front edge with pendulum scissors, the process operator has the option to either leave the ingot on the main line (to obtain blanks 80 mm square), or transfer the ingot along the slapper field to the bypass line (obtain blanks 150 mm square).

On the main line, the ingot is subjected to further crimping on a group of state 500 cages (at the same time, the cross-section of the ingot is reduced to a square with a side of 80 mm), after which the roll is cut into dimensional blanks. Cutting is carried out without stopping the rolling - in motion. Drum flying shears that rotate automatically are used for cutting. The lengths of the workpieces to be cut off - the rods - are determined by the difference in the speeds of the rolling motion and the rotation of the drum of the flying shears. The cut rods are placed in bags (as a rule, up to 26 rods in a bag) and fed to the refrigerators on the outgoing roller conveyors.

At the circumferential line, the ingot is no longer crimped (in the cross-section, the roll has a square with a side of 150 mm, obtained after rolling in the 700 state) and is cut manually by the process operator on 1000-ton shears. From these bars, packages are formed (the size of the packages is much smaller than on the main line - up to 6 bars), which are also fed to the refrigerators via exit roller conveyors. Depending on the location of the working cages, rolling mills are divided into the

following groups: single-cell , linear , multi -cell , sequential, semi-continuous , continuous.

Unicellular states are the simplest . Blooming, slabbing, thick-sheet two -roll , three -roll , four-roll mills and universal mills belong to this group. Most often, multi -cell stands are used, which are built mainly with a sequential, and sometimes with a linear arrangement of cells.

Working cages of linear machines are arranged in one, two, three or more lines, each of which is usually driven by a separate electric motor. Linear machines are non-reversible, they are used as billet, rail-beam, grade and wire machines. A significant disadvantage of these states is the same frequency of rotation of rolls in all cages of a separate line, which prevents an increase in the rolling speed as the roll length increases. This leads to a loss of metal temperature, limits the mass of the workpiece and the productivity of the lathes.

A significant increase in the productivity of rolling mills can be achieved with the sequential arrangement of cages, the number of which is equal to the number of passes when pressing the workpiece to bring it to the finished profile. In order to reduce the length of the workshop and better use its area, the cages are arranged in several parallel lines. On looms with a sequential arrangement of cages, the roll is in only one cage at a time. In this regard, the distance between the cages increases from the first to the last, because the roll length increases. Accordingly, the frequency of rotation of the rolls also increases. Mills of this group are widely used for rolling graded profiles.

1.3 Methodology of research and analysis of the work of a continuous fine mill as an object of production of dimensional rolled products

The technological process of the production of dimensional rolled bars on a continuous basis is characterized by multistage and multifactoriality [1]. It is a set of technological operations for successive transformation of rolled steel from one form

to another: billet-rolling-strip-package of strips-bundle of rods of measured or non-measured length. The peculiarity of each of the successive operations is that its results largely depend on the results of the previous operation in the absence of reverse influence. In other words, each technological operation makes its "contribution" to the share of unmeasured rent in general as a result of its irrational organization, unstable work and structural defects of the equipment, reinforcing in its own way, rather than correcting, the undesirable results of previous operations.

Thus, the output of measured products turns out to be functionally related to the structure of the entire technological process at the state, as well as to the capabilities of the equipment and its modes of operation. The task of increasing the output of measured products can be solved under the condition of disclosure of the forms and quantitative indicators of these connections .

In order to obtain the maximum yield of measured rolled products, the "ideal" package should be considered one in which all the strips without exception are end-to-end , multiples of the ordered length of the bar, the quality of the ends of the strips meets the requirements of DSTU, when moving along the conveyor roller conveyor, the refrigerators do not move relative to each other and are installed for cuts with stationary scissors so that the lengths of the bars in the first and all successive bundles are the same. Since the package is always "imperfect", the amount of rolled steel that can actually be extracted from the strip package turns out to be dependent on a large number of unstable factors: the longitudinal displacement (scattering) of the ends of the strips after they stop at the end of the cooling phase, the length of the strips in the package , the coordinates of the movable stop, the accuracy of stopping the package on stationary shears for cutting, the specified limits on the percentage content of non-dimensional rolled products in the final results of the package cutting process (the specified grade indicator), etc.

The assessment of the ultimate capabilities of the analyzed block in terms of the output of measured products, which interests us, can be carried out on the assumption that the length of all strips in the package is the same and taking into

account the length of the measuring rod, up to multiples, the amount of spread, as well as the interval of lengths of non-measurable rods of permissible grade.

It is obvious that reducing losses is possible provided that the spread is reduced and the length of the strips is multiple of the length of the measuring wire, i.e. In real conditions, when the lengths of the strips in the package differ, the spread is determined by two independent random components: the deviation of the braking path of the strips and the fluctuations in their length, which are the result of the work of previous technological units. In this case, there is an additional opportunity to reduce losses by redistributing the spread between the beginning and the end of the packet, and therefore, the task of finding the optimal configuration of the packet should be set.

The practice of the section of stationary shears shows that even in the case of "ideal" butting of the strips in the package before the beginning of transportation, the configuration of the package installed on the cut will be violated. It was established that in the process of transportation, the strips in the middle part of the package move less than the strips on both sides. The longitudinal displacement of the side and middle strips reaches 0.4 m, and its character repeats the shape of the roller barrel, which is usually worn more in the middle part than at the edges.

It was also established that during transportation the strips may slip on the rollers of the roller conveyor. The study of the peculiarities of the package transportation process made it possible to determine the condition of its occurrence. It is proved that slippage is caused by the value of some parameter called the package parameter and characterizes the ratio of the rolled mass J_n brought to the roller of the rolling mill to the moment of inertia of the rotating masses of the roller. Slippage occurs at values of α less than critical [5]

$$\alpha_{\text{кр}} = \frac{M_n R}{\mu g J_0} - 1,$$

where M_n is the starting moment of the drive, R is the radius of the rollers, the μ coefficient of friction, g is the acceleration of gravity.

Obviously, the most critical is the transportation of "light" packages, which are usually formed at the end of cutting the next batch of metal.

Additional losses of measured rolled products also occur due to the dynamic rebound of the package when it hits the stop.

These two factors determine the need for the development of specialized equipment capable of providing stable transportation of the package with adjustable acceleration and its precise stop at the stop.

The scattering of the strips in the package arriving at the cold-cutting shears is caused, on the one hand, by fluctuations in their length and the multiplicity of the length of the measuring rod, and on the other hand, by the inaccurate stacking of the strips on the refrigerator. When setting requirements for the technology and operation of the equipment on the receiving side of the refrigerator, the first group of reasons should be excluded from consideration, since they are related to the technology of cutting with volatile scissors and their consequences cannot be compensated by the operation of the equipment in the area under consideration.

The basis for the development of the concept of appreciable reduction of the losses of measured rolled steel on the refrigerator with the help of precise positioning of the strips from its floor were the results of the theoretical analysis of the braking process [1, 7, 12, 19]. The prerequisite for such an analysis was a large-scale study of the coefficient of friction during braking [8, 21], which made it possible to propose an experimental dependence for calculations (Fig. 1.8)

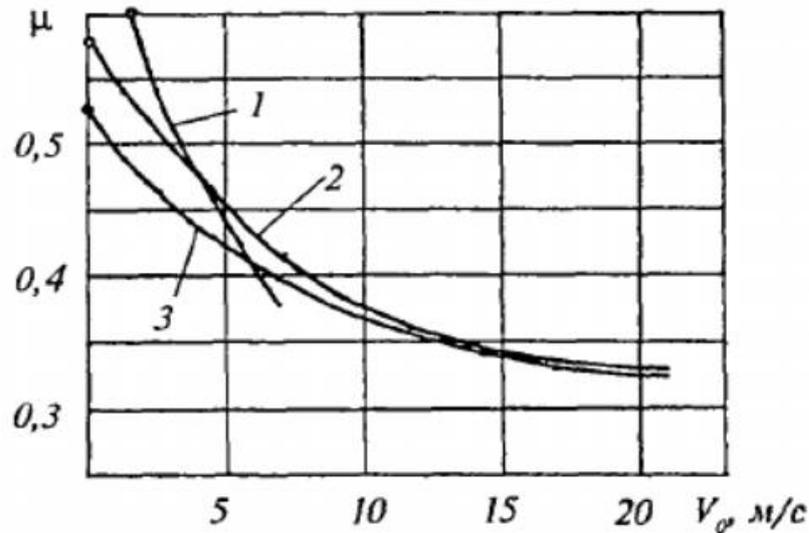


Figure 1.8. Dependence of the coefficient of friction on the sliding speed during braking: 1 - for low speeds, 2 - for high speeds, 3 - transformed dependence

In the analysis [5] of the accuracy of stacking strips on the refrigerator, differential equations of strip movement in three phases of braking were used, taking into account the design parameters of the valve dumper. The stopping accuracy of hot-rolled and heat-strengthened strips was evaluated by determining the sensitivity of the braking distance to technological parameters.

The analysis of the components of the variance during free braking showed that the most significant are the initial speed of the strips before braking (54%), the friction coefficient (31%) and the inertia of the reset mechanism (the time delay from the moment of issuing the command to turn on the reset to the moment when the braking surfaces of the valves come into contact with a stripe (15%).

$$\sigma^2[S_p] = \left(\frac{\partial S_p}{\partial V_0}\right)^2 \sigma^2[V_0] + \left(\frac{\partial S_p}{\partial \tau}\right)^2 \sigma^2[\tau] + \left(\frac{\partial S_p}{\partial \mu}\right)^2 \sigma^2[\mu]$$

In case of forced braking, the length of the lanes is added to the listed factors. Moreover, the influence of these factors on the braking dispersion of the path is distributed as 8%, 82%, 8% and 2%, respectively.

The experience of NMS operation and the data of experimental studies [1, 7, 19] show that the main reason for the instability of the speed of the strips entering the valve discharger is the irrational setting of the speed mode of the transporting roller, in which the acceleration of the strip does not have time to complete before the start of braking. A rational setting should ensure comprehensive compliance with two requirements: accident-free separation of adjacent lanes on the valve dumper and stabilization of lane speed at the start of braking. When choosing the modes of operation of the transport equipment, one should take into account the peculiarities of the transport of heat -strengthened strips, such as the reduction of the coefficient of friction and the presence of the hydraulic transport effect of the thermal installation.

instability of the refrigerator mechanisms is associated with the formation of backlash gaps in connecting nodes, thermal expansion of structural elements, and other reasons. Deviations of the braking start moment caused by them range from 0.5 to 2% [5]. This determines the need to create a resetter design that excludes the influence of these factors.

Reducing the spread of stripes on the refrigerator requires stabilization or compensation of fluctuations in the friction coefficient by adjusting the moment of initiation of braking (resetting). At the same time, you should use the strategy of resetting strips "by the end", the undeniable advantages of which over the strategy of resetting "by the cut" have been convincingly proven in a number of works [1, 12, 9]. The organization of dropping the strips on the refrigerator "on the front end" is particularly attractive, which allows to reduce the spread on the main part of the package and significantly simplify the development of the cutting plan for dimensional cutting with stationary scissors. However, with the existing design of valve dischargers, this method is impossible at rolling speeds of more than 10 m/s. Its implementation is possible when solving the task of dividing adjacent lanes at the beginning of braking.

Special and extremely wide possibilities regarding the positioning of the strips when stacking on the refrigerator are provided by the forced braking of the rolling

stock. Its use provides a significant (by 1.5-2 times) reduction of the braking distance, thus an increase in rolling speed by 1-2.5 m/s [3, 1, 13, 15, 17]. However, until now the task of intensification of braking has been considered to a certain extent in isolation from the requirements of increasing the yield of dimensional rolled products. As a result, the question of the place of application of additional braking force to the strip was unambiguously resolved in favor of the line of lifting valves of the dumper . In the meantime, the option of placing forced braking devices in the receiving stream of the straightening chute (on the intermediate walls) of the refrigerator, which makes it possible to significantly change the braking distance without interfering with the process of separating adjacent bands on the valves, also deserves attention.

The desire for accurate laying of strips does not exclude the use of a leveling roller on the refrigerator [9].

The dominant influence on the accuracy of cutting is provided by the length of the roll formed at the exit of the finishing cage of the condition. The random nature mostly determines the loss of measured products in the analyzed area. In turn, the length of the roll depends on the length of the workpiece, its cross-sectional area and the geometric dimensions (cross-section) of the finished profile.

1.4 Work tasks

The purpose of the work is to increase the yield of small -grade rolling mill products by adjusting the length of the rolling stock.

In order to achieve the set goal, it was necessary to solve the following tasks:

- to perform an analysis of the technological process of production of small - sized rolled products and the peculiarities of managing the operation of the rolling mill to identify the priority tasks of automating the process of managing the output of measured products;

- build a mathematical model of the finishing group of cages, develop its software implementation and conduct a study of the process of forming the geometric dimensions of rolled products in order to determine the sections of rolled products and the regularity of their formation due to the regulation of the length of which it is possible to control the output of measured products;

– to investigate the process of controlling the length of the rolled product due to the change of the crimping mode in the presence of a pressure screw control system, to determine control strategies and to develop analytical principles for the construction of the control system;

– to investigate the process of controlling the length of the rolled product due to the change in its tension in the presence of an automatic tension stabilization system, to determine control strategies and to develop analytical principles for the construction of the control system;

– to investigate the process of managing the length of the roll in order to establish the possibility of its forecasting during operational regulation; - to study the formation of the geometric dimensions of rolled products at the borders of the tolerance fields in order to determine the restrictions on the adjustment of its length.